UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

CONSTRUCCION DEL INCLINADO IC-401 NV-04 PARA MEJORAR LA EXTRACCION DE MINERAL DE LA VETA KLIDER NV-06 MINERA SAN LUIS – LUCANAS AYACUCHO

PRESENTADO POR:
Br. EDISON ELISVAN CONDORI HUAHUATICO

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

ASESOR:
Mg. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO - PERÚ

2025

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe, **Asesor** del trabajo de investigación/tesis titulada: CONSTRUCCION DEL INCLINADO IC-401 NV-04 PARA MEJORAR LA EXTRACCION DE MINERAL DE LA VETA KLIDER NV-06 MINERA SAN LUIS – LUCANAS AYACUCHO

Presentado por: EDISON ELISVAN CONDORI HUAHUATICO DNI N° 47440230

presentado por: ..... DNI N°: .....

Para optar el título profesional/grado académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del ***Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC*** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 10 **%.**

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las correcciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y **adjunto** las primeras páginas del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 29 de Agosto de 20 25

Firma

Post firma Ing. Raimundo Molina Delgado

Nro. de DNI 23912083

ORCID del Asesor 0000 - 0003 - 0291 - 2700

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: **oid:** 27259:488859400

EDISON ELISVAN CONDORI HUAHUATICO

CONSTRUCCION DEL INCLINADO IC-401 NV-04 PARA MEJORAR LA EXTRACCION DE MINERAL DE LA VETA KLIDER...

Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega
trn:oid:::27259:488859400

Fecha de entrega
30 ago 2025, 10:31 a.m. GMT-5

Fecha de descarga
30 ago 2025, 10:35 a.m. GMT-5

Nombre del archivo
EDISON_ELISVAN_CONDORI_HUAHUATICO.pdf

Tamaño del archivo
4.8 MB

141 páginas

23.276 palabras

127.488 caracteres

10% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 10 palabras)

Fuentes principales

8% Fuentes de Internet
1% Publicaciones
7% Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

Caracteres reemplazados
8 caracteres sospechosos en N.º de páginas
Las letras son intercambiadas por caracteres similares de otro alfabeto.

Texto oculto
8 caracteres sospechosos en N.º de páginas
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

En primer lugar, le dedico a Dios, por brindarme la fortaleza, sabiduría y oportunidades para alcanzar mis metas y cumplir mis sueños.

A mis queridos padre, Dionicio Condori Hancco, y a mi adorada madre, Eulogia Huahuatico Cruz, por su amor incondicional, sacrificio y apoyo constante en mi formación profesional y personal.

Mis hermanas, Maribel Condori y Anabel Condori, por su cariño y compañía en cada paso de este camino académico.

Mi logro es también para todos aquellos que creyeron en mí y me impulsaron a seguir adelante, demostrando que, con esfuerzo y dedicación, los sueños se hacen realidad.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco profundamente y expreso mi más sincera y profunda gratitud a la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, en especial a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas. Fue en sus aulas donde recibí, con generosidad y dedicación, la sabiduría, la invaluable experiencia y los conocimientos fundamentales que constituyen el pilar de mi formación profesional, al Ing. F. A. Q., Gerente general de la Empresa Minera San Luis. Su apoyo fue decisivo para llevar la ejecución práctica de este trabajo.

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo incrementar la productividad de la Unidad de Producción Zorro 5 de Minera San Luis (Lucanas, Ayacucho), donde actualmente la veta Klider se explota de manera artesanal con una producción limitada a 17 TM/mes (0.5 TM/día) y una ley promedio de 0.13 oz Au/ton, destinada únicamente a blending. La metodología fue de tipo aplicada, orientada a resolver la problemática de baja capacidad extractiva mediante el diseño y construcción del inclinado IC-401 entre los niveles 4 y 6. El diseño contempla una sección de 2.40 × 2.40 m con inclinación de 30°, sostenimiento con pernos helicoidales y malla electrosoldada, excavación mediante corte quemado con explosivos Emulnor y operación con winche eléctrico de 50 HP. La caracterización geomecánica del macizo resistencia compresiva de 213 MPa, RMR = 66, clase II y Q = 12.9 confirmó que la roca es competente para la obra, mientras que la evaluación económica demostró su viabilidad con una inversión de $813,331.90, reservas estimadas en 61,457.76 TM e incremento productivo de 17 TM/mes a 1,285.96 TM/mes de 7,277 %. Los resultados arrojaron un VAN positivo, una TIR de 380.4 % y una utilidad neta de $17.5 millones, con recuperación de inversión en 3.2 meses. En conjunto, el estudio evidencia que la construcción del inclinado IC-401 es técnica, geomecánica y económicamente viable, permitiendo transformar una operación marginal en una unidad productiva rentable y sostenible.

Palabras clave: Geomecánica, Voladura, Producción, Rentabilidad.

ABSTRACT

The present study aims to increase the productivity of the Zorro 5 Production Unit of Minera San Luis (Lucanas, Ayacucho), where the Klider vein is currently exploited through artisanal methods with a limited production of 17 tonnes per month (0.5 tonnes per day) and an average grade of 0.13 oz Au/ton, used exclusively for blending. The methodology applied was of an applied type, focused on addressing the issue of low extraction capacity through the design and construction of the IC-401 incline between levels 4 and 6. The design comprises a section of 2.40 × 2.40 m with a 30° inclination, supported by helical bolts and electrowelded mesh, excavated by burn-cut blasting with Emulnor explosives and operated with a 50 HP electric winch. The geomechanical characterisation of the rock mass — uniaxial compressive strength of 213 MPa, RMR = 66, class II and Q = 12.9 — confirmed that the rock is competent for the project, while the economic evaluation demonstrated its feasibility with an investment of US$813,331.90, estimated reserves of 61,457.76 tonnes, and a production increase from 17 tonnes/month to 1,285.96 tonnes/month (7,277%). The results indicated a positive NPV, an IRR of 380.4%, and a net profit of US$17.5 million, with an investment recovery period of 3.2 months. Overall, the study demonstrates that the construction of the IC-401 incline is technically, geomechanically, and economically viable, transforming a marginal operation into a profitable and sustainable production unit.

Keywords: Geomechanics, Blasting, Production, Profitability.

Índice

DEDICATORIA ..... **I**
AGRADECIMIENTOS ..... **II**
RESUMEN ..... **III**
ABSTRACT ..... **IV**
INDICE DE TABLAS ..... **XVII**
INDICE DE FIGURAS ..... **XIX**
INDICE DE ABREVIATURAS ..... **XXI**
INTRODUCCION ..... **XXII**
CAPITULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA **1**
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA **1**
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA **1**
1.2.1. Problema general **1**
1.2.2. Problemas específicos **2**
1.3. Objetivos **2**
1.3.1. Objetivo general **2**
1.3.2. Objetivos específicos **2**
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN. **3**
1.4.1. Finalidad **3**
1.4.2. Justificación **3**
CAPITULO II MARCO TEORICO **4**
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN **4**
2.1.1. Antecedentes nacionales **4**
2.2. MARCO TEÓRICO **5**
2.2.1. Inclinado minero con rieles **5**
2.3. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA **6**
2.3.1. Índice de calidad de roca RQD **6**

2.3.2. Criterio RMR de Bieniawski.....7

2.3.3. Sistema Q.....9

2.4. LA RESISTENCIA COMPRESIVA DE LA ROCA INTACTA (GSI). 10

2.4.1. Espaciamiento de discontinuidades. 10

2.4.2. Condición de las discontinuidades 11

2.5. TÉCNICAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA 11

2.5.1. Métodos de trabajos en piques 11

2.5.2. Métodos de arranque.....14

2.6. DISTRIBUCIÓN Y DENOMINACIÓN DE TALADROS 15

2.6.1. Cálculo del número de taladros.....16

2.6.2. Burden y espacios entre taladros 17

2.6.3. Carga explosiva.....18

2.7. SISTEMA DE EXTRACCIÓN EN INCLINADO SOBRE RIELES 18

2.7.1. Elementos fundamentales del sistema de elevación 19

2.7.2. Parámetros de diseño para un sistema de izaje. 20

2.7.3. Winche para izaje 21

2.7.4. Cable de izaje.....21

2.8. ANÁLISIS ECONÓMICO. 22

2.8.1. Costo de construcción. 23

2.8.2. Costo unitario. 23

2.8.3. Costo total 24

2.9. EXTRACCIÓN 24

2.9.1. Métodos de extracción sobre rieles. 24

2.10. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.....24

2.11. HIPÓTESIS 26

2.11.1. Hipótesis general. 26

2.11.2. Hipótesis especifica. 26

2.12. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN 27

2.12.1. Delimitación temporal 27

2.12.2. Delimitación espacial 27

2.13. VARIABLES 27

2.14. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES 27

CAPITULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACION 29

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN 29

3.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN 29

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA 29

3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS 29

3.4.1. Técnicas de recolección de datos. 29

3.4.2. Instrumentos. 30

3.5. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS 30

3.6. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE ANÁLISIS DE RESULTADOS 30

CAPITULO IV RESULTADOS Y DISCUSIONES 31

4.1. PLANTEAMIENTO, DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL INCLINADO IC-401 31

4.1.1. Ubicación del inclinado IC-401 31

4.1.2. Criterios de selección entre inclinado y pique. 31

4.2. GEOMECÁNICA DEL INCLINADO IC-401 34

4.2.1. Aspectos geológicos y geomecánicas 34

4.2.2. Resistencia a compresión simple 34

4.2.3. RQD 35

4.2.4. Espacio de discontinuidades.....35

4.2.5. Estado de las discontinuidades.....35

4.2.6. Presencia de agua.....35

4.2.7. RMR.....35

4.2.8. Q de Barton y GSI de Hoek & Brown. 37

4.2.9. Diseños geométricos del inclinado.....38

4.2.10. Sistema de izaje antiguo de la veta Klider.....43

4.2.11. Diseño del sistema de izaje para el inclinado. 43

4.3. OPERACIONES UNITARIAS EN LA CONSTRUCCIÓN DEL IC-401 .44

4.3.1. Perforación 44

4.3.2. Numero de taladros 45

4.3.3. Voladura.....49

4.3.4. Planificación de carga explosiva para perforaciones del inclinado IC-401 53

4.1. VENTILACIÓN.....54

4.1.1. Caudal por el número de trabajadores (QTr).....56

4.1.2. Flujo de aire por uso de explosivos (QEx) 57

4.1.3. Cálculo de caudal por temperatura en labores de trabajo (QTe) 57

4.2. PROCEDIMIENTOS OPERATIVOS 59

4.2.1. Limpieza.....59

4.2.2. Sostenimiento.....59

4.2.3. Bombeo 61

4.2.4. Servicios para la profundización del inclinado.....61

4.3. MANO DE OBRA CALIFICADA 62

4.4. EQUIPOS Y HERRAMIENTAS.....63

4.5. IMPLEMENTACIÓN DE IZAJE. 64

4.5.1. Cálculo del cable adecuado y su peso....64

4.5.2. Cálculo de la carga total (W): 66

4.5.3. Cálculo del diámetro del tambor del cabrestante:....67

4.5.4. Capacidad de carga 69

4.5.5. Carga de doblado (FW)....72

4.5.6. Factor de seguridad:....74

4.5.7. Cálculo de la potencia del motor:....75

4.6. EJECUCIÓN DEL INCLINADO Y OBRAS ASOCIADAS 77

4.7. COSTOS UNITARIOS PARA LA EJECUCIÓN DEL INCLINADO 79

4.7.1. Costo de sostenimiento. 86

4.7.2. Costos de construcción de cruceros y cortadas....87

4.8. COSTO TOTAL DE INFRAESTRUCTURA. 88

4.9. PRESUPUESTO DE INVERSIÓN DEL INCLINADO IC-401. 89

4.10. PRESUPUESTO PARA ACTIVIDADES DE DESARROLLO 90

4.11. COSTOS DE INVERSIÓN (CAPEX)....91

4.12. PRESUPUESTO OPERATIVO (OPEX) 92

4.13. VALORIZACIÓN DE RESERVAS Y VIDA....92

4.14. INDICADORES ECONÓMICOS (VAN, TIR).....96

4.14.1. Cálculo del Valor Actual Neto (VAN)....97

4.14.2. Cálculo de la Tasa Interna de Retorno (TIR) 98

4.15. INCREMENTO DE PRODUCCIÓN....99

4.15.1. Las reservas de minerales accesibles.....99

4.15.2. Capacidad de producción.....99

4.15.3. La capacidad de tratamiento.....100

4.16. RESULTADOS Y DISCUSIONES 101

4.16.1. Análisis de resultados 101

4.16.2. Discusiones 104

CONCLUSIONES 107

RECOMENDACIONES 108

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA 109

ANEXOS 111

5. ANEXO 1 111

5.1. DESCRIPCION DE MINERA SAN LUIS 111

5.1.1. Generalidades de la empresa 112

5.1.2. Actividades económicas 112

5.1.3. Ubicación y acceso 113

5.2. GEOLOGÍA 116

5.2.1. Geología regional 116

5.2.2. Geología local 118

5.2.3. Geología estructural 118

5.2.4. Geología económica 118

5.2.5. Mineralogía 119

ANEXO 2. 120

PANEL FOTOGRÁFICO DE LA MINA 120

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Interpretación de los valores de RQD según Deere (1964). 6
Tabla 2 Valores de RMR según Bieniawski (1989). 7
Tabla 3 Sistema RMR según Bieniawski (1976).....8
Tabla 4 Clasificación de la calidad del macizo rocoso según el índice Q. 9
Tabla 5 Determinación y distribución de carga. 18
Tabla 6 Resumen de datos de paralización de variables. 27
Tabla 7 Selección de inclinado y Pique vertical. 32
Tabla 8 Parámetros de clasificación Geomecánicas RMR.....36
Tabla 9 Mapeo geomecánica de inclinado.IC-401. 38
Tabla 10 Coeficiente para determinar los valores de "Dt y C" 45
Tabla 11 Parámetros del inclinado. 46
Tabla 12 Fórmulas para calcular burden y espaciamiento. 47
Tabla 13 Explosivos y accesorios 49
Tabla 14 Selección de explosivos según el tipo de roca 49
Tabla 15 Densidad de carga según diámetro de taladro. 50
Tabla 16 Factor de carga según dimensión del túnel y tipo de roca 50
Tabla 17 Distribución de carga para cada taladro. 54
Tabla 18 Requerimientos Mínimos de Ventilación por hombre. 56
Tabla 19 Trabajadores por guardia en el inclinado IC-401. 57
Tabla 20 Parámetros de caudal 58
Tabla 21 Márgenes de cuadro de instalación de pernos de anclaje según tipo de roca. ...59
Tabla 22 Personal por turno 62
Tabla 23 Herramientas a emplear. 63
Tabla 24 Diseño del Inclinado IC-40. 64
Tabla 25 Cables de acero tipo boa serie 6x19. 65
Tabla 26 Actividades para la construcción del inclinado IC-401 78
Tabla 27 Precio unitario de la construcción del inclinado. 82
Tabla 28 Sostenimiento del inclinado IC-401 87
Tabla 29 Costo para Crucero, Cortadas y Refugios. 87

Tabla 30 Resumen del costo del inclinado IC-401 88
Tabla 31 Inversión en Infraestructura del Inclinado IC-401. 89
Tabla 32 Inversión de preparación y desarrollo de la mina. 90
Tabla 33 Inversión de infraestructura en inclinado..... 91
Tabla 34 Inversión en inclinado IC-401..... 92
Tabla 35 Reservas Mineral de la veta Klider..... 92
Tabla 36 Análisis de laboratorio de la veta Klider..... 94
Tabla 37 Balance metalúrgico de cianuración por agitación..... 94
Tabla 38 Insumos para estimar el metal fino..... 95
Tabla 39 Producción, onzas finas, utilidad y vida util con el Inclinado IC-401. 96
Tabla 40 Proyección de Flujos de Caja Económicos Anuales. 97
Tabla 41 Análisis de rendimiento productivo de zona..... 99
Tabla 42 Resumen de Evaluación Geomecánica - Inclinado IC-401 101
Tabla 43 Resumen de Resultados Técnicos - Inclinado IC-401..... 102
Tabla 44 Evaluación Económica e Incremento Productivo - Inclinado IC-401..... 103
Tabla 45 Concesiones Mineras San Luis. 112
Tabla 46 Primera vía a la unidad de producción zorro 5 115
Tabla 47 Segunda vía a la unidad de producción zorro 5 115
Tabla 48 Descripción de la mina 116
Tabla 49 N° muestra Ancho Au(oz/tcs) 119

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Espaciado de una discontinuidad. 10
Figura 2 Método de banqueo. 12
Figura 3 Método de espiral 13
Figura 4 Método de sección completa. 13
Figura 5 Corte quemado. 14
Figura 6 Corte en cilindro. 15
Figura 7 Denominaciones de Taladros. 17
Figura 8 Burden y espaciamiento. 17
Figura 9 Distribución de los elementos de un inclinado. 19
Figura 10 Winche de izaje 21
Figura 11 Componentes de un Cable de Acero 23
Figura 12 Ubicación del inclinado IC-401. 33
Figura 13 Análisis de datos en el campo de la veta Klider. 34
Figura 14 Perforación en el inclinado. 39
Figura 15 Estándar y especificaciones técnicas. 40
Figura 16 Dimensiones en las instalaciones del IC-401. 41
Figura 17 Refugios peatonales en el inclinado. 42
Figura 18 Labor pique vertical veta Klider. 43
Figura 19 Circulinas en el inclinado IC-401. 44
Figura 20 Diseño de taladros. 55
Figura 21 Instalación de pernos helicoidales. 60
Figura 22 Diseño de instalación de pernos helicoidales. 61
Figura 23 Diagrama de cuerpo libre. 66
Figura 24 Esquema de una tambora. 68
Figura 25 Trabajos previos a la construcción del inclinado IC-401. 79
Figura 26 Estación de acumulación de pocket. 80
Figura 27 Diseño de armado de tolva americana. 81
Figura 28 Reserva Mineral de la veta Klider. 93
Figura 29 Análisis de laboratorio de la veta Klider. 94
Figura 30 Chancadora y molienda. 100

Figura 31 Planta de agitación con cianuro. 101
Figura 32 Representaciones de las Concesiones Mineras. 112
Figura 33 Ubicación y acceso de la Minera San Luis. 114
Figura 34 Plano Geológico Regional del Cuadrángulo de Jaquí (31-ñ). 117
Figura 35: Departamento de operaciones de Minera San Luis. 120
Figura 36: Estudio de campo de la veta Klider 121
Figura 37: Sistema de extracción de la veta Klider. 122
Figura 38: Preparación de terreno para la construcción del inclinado IC-401 123
Figura 39: Trabajos que se realizan en las vetas Miluska y Monalisa. 124

INDICE DE ABREVIATURAS

Au : Oro.

D.S. **:** Decreto Supremo.

msnm : Metros sobre el nivel del mar

F.S. **:** Factor de seguridad.

NV : Nivel.

RQD **:** Índice de calidad de roca.

HP **:** Horse Power (Caballos de Fuerza)

RCS **:** Resistencia a la Compresión Simple.

TM **:** Toneladas métricas.

UTM **:** Universal Transverse Mercator.

ρ: **:** Densidad de roca.

RMR **:** Rock Mass Rating

Q (Barton) **:** Índice de Calidad del Macizo Rocoso (Barton)

VAN **:** Valor Actual Neto

TIR **:** Tasa Interna de Retorno

CFM **:** Cubic Feet per Minute (Pies Cúbicos por Minuto)

EM : Energía y Minas

DS : Decreto Supremo

IPS : Improved Plow Steel (Grado de acero mejorado)

EIPS : Extra Improved Plow Steel (Grado de acero ultra-mejorado)

INTRODUCCION

La operación minera de Minera San Luis, ubicada en el distrito de Lucanas, Ayacucho, se caracteriza actualmente por la explotación artesanal de la veta Klider, lo que conlleva bajos índices de productividad y elevados riesgos operativos. Ante el agotamiento de las reservas minerales en los niveles superiores, resulta necesario profundizar la explotación hacia sectores inferiores mediante métodos técnicos que aseguren una extracción rentable y segura.

Para un desarrollo estructurado y analítico de la presente investigación, se ha organizado en los siguientes capítulos:

CAPÍTULO I: se muestra el planteamiento del problema, además de los objetivos e hipótesis (tanto generales como específicas) vinculados a la construcción del inclinado IC-401, orientado a mejorar la extracción de mineral de la veta Klider.

CAPÍTULO II: se desarrolla el marco teórico, en el que se abordan los conceptos y la información previa relacionados con el estudio.

CAPÍTULO III: se expone la metodología de investigación y los parámetros necesarios para la construcción del IC-401, donde los datos técnicos demuestran la factibilidad y viabilidad de su ejecución.

CAPÍTULO IV: se verifican y discuten los resultados obtenidos en la investigación, para finalmente plantear conclusiones y recomendaciones orientadas a la mejora continua.

ANEXOS: se presenta información sobre la ubicación, los accesos, el clima y la geología; además, se adjuntan las fotografías de Minera San Luis, aspectos que se consideran relevantes en el desarrollo de la presente investigación.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

Minera San Luis, en su Unidad de Producción Zorro 5 (Lucanas, Ayacucho), explota mineral aurífero en la veta Klider mediante métodos artesanales, alcanzando apenas 17 TM/mes (0.5 TM/día) con una ley promedio de 0.13 oz Au/ton. Debido a su bajo tenor, el mineral es destinado únicamente a blending, lo que limita su aporte real a la rentabilidad de la operación.

La principal restricción técnica se encuentra en el sistema de izaje, realizado con baldes de jebe en un pique recto que conecta los niveles 4 y 5. Este método, además de inseguro, constituye un cuello de botella que impide el incremento de la producción y perpetúa bajos niveles de eficiencia. En consecuencia, la operación se mantiene en un rango marginal que no alcanza la viabilidad económica.

La combinación de baja productividad, mineralización de bajo contenido metálico y uso de infraestructura obsoleta genera una problemática crítica: el desaprovechamiento del potencial de la veta Klider. Frente a esta situación, surge la necesidad de plantear una alternativa técnica que permita mecanizar la extracción, reducir los riesgos operativos y garantizar la sostenibilidad económica de la unidad minera.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cómo la construcción del inclinado IC-401 mejorará la producción de la veta Klider en los niveles 4to y 6to en Minera San Luis, Lucanas - Ayacucho?

1.2.2. Problemas específicos

p.1. ¿Cómo influye la geomecánica que intervine en la construcción del inclinado IC-401 para la extracción de mineral en la veta Klider?

p.2. ¿Cómo será los criterios de perforación, voladura y sostenimiento en la construcción y habilitación del inclinado IC-401 en Minera San Luis de Ayacucho?

p.3. ¿Cómo impactara los costos y la viabilidad económica de la construcción e implementación del inclinado IC-401 en la veta Klider Nv-06?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Llevar a cabo la construcción, implementación del sistema de izaje y viabilidad del inclinado IC-401 para Mejorar la extracción en la veta Klider en Minera San Luis.

1.3.2. Objetivos específicos

- **1.** Determinar características geomecánicas que influyen para construcción del inclinado IC-401 para optimizar la extracción minera en la veta Klider.
- **2.** Determinar parámetros de peroración, voladura y sostenimiento en la construcción e implementación del inclinado IC-401, de minera San Luis de Ayacucho.
- **3.** Determinar los costos y la viabilidad económica de la construcción e implementación del inclinado IC-401 a la veta Klider Nv -06.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.

1.4.1. Finalidad

Esta investigación tiene como finalidad implementar un sistema de transporte mecanizado a la Veta Klider (NV-04/NV-06) de Minera San Luis (Lucanas, Ayacucho), para superar el cuello de botella que limita la extracción a 17 TM/mes de mineral aurífero de baja ley (0.13 oz Au/ton). Mediante la instalación de un sistema de rieles con vagones motorizados, se incrementará la producción, y se eliminarán los riesgos de seguridad asociados al izaje manual con baldes de jebe. Así, se habilitará la viabilidad económica de recursos subvaluados, y se generará un modelo replicable para la minería artesanal.

1.4.2. Justificación

Operativa: La dependencia de un único pique vertical en la veta Klider generando limitaciones en la extracción a volúmenes marginales, obstaculiza la preparación de nuevos frentes y expone al personal a riesgos por falta de rutas alternativas. El inclinado IC-401 resolverá estas deficiencias mediante un sistema mecanizado que habilita operaciones simultáneas, optimiza flujos de mineral y garantiza vías de evacuación, alineándose con normativas de seguridad minera.

Económica: La operación artesanal actual incurre en altos costos unitarios y baja productividad debido a métodos manuales. La mecanización con vagones U-35 y winches maximizara la extracción de minera y por ende generar ganancias económicas.

Estratégica: El proyecto transforma un modelo obsoleto en un sistema estandarizado y seguro, posicionando a Minera San Luis como referente en minería subterránea, con el objetivo de que unidades de pequeña escala implementen soluciones de infraestructura dual que aseguren simultáneamente ganancias productivas y protección humana.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. Antecedentes nacionales

Barzola Ceras, R. J. (2018), en su tesis titulada *"Influencia del diseño del pique inclinado en 30° en la profundización Veta Julie 2 en la CIA. Minera Poderosa S.A."*, desarrollada en la Universidad Continental, En su investigación define que debido al agotamiento de reservas probadas en los niveles superiores (2410) de la veta Julie, se requiere la extracción acelerada del mineral entre los niveles 2410 y 2260. Para ello, se ejecutará el pique inclinado Julie-2 con un plan anual de 360,500 TM, cuya construcción demandará 270 días e incluirá: desquinches en estaciones superior/inferior, instalación de rieles, armado de plataforma y montaje del sistema de izaje. El pique, de sección 2.7 m × 2.7 m, 300 m de longitud y 30° de inclinación, operará con un winche de 80 HP que izará 5 carros mineros U35 a 5.4 m/s mediante un cable BOA 6x19 de 19 mm (resistencia mínima garantizada: 25.57 TC), validado según tablas del proveedor PROLANSA S.A. El transporte en niveles se apoyará con dos locomotoras de 4 toneladas (velocidad: 6 km/h). La inversión total para esta infraestructura de profundización asciende a US$ 1'437,394.

Huaycochea Ñahuincamascca, Y. (2021), en su tesis titulada *"Profundización del inclinado norte para la explotación de la Veta Teodorita en Corporación de Negocios Horizonte S.A.C., Caravelí – Arequipa"*, presentada en la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Ante el agotamiento de reservas en la Veta Teodorita por una falla geológica sobre el nivel 1050, este estudio profundiza el Inclinado Norte (pendiente: -28°) entre los niveles 1050 y 975 para garantizar una producción sostenida de 90 TM/día (28,800 TM/año). La investigación

correlacional-descriptiva, alineada al Reglamento de Seguridad Minera (DS 024-2016-EM y DS 023-2017-EM), diseñó un inclinado de 150 m de longitud con sección 2.4 m × 2.0 m, construido a un costo de 577.18 $/m. Esta infraestructura permitirá extraer 58,725 TM de mineral probado, eliminando cuellos de botella y cumpliendo con los requerimientos operativos de la mina.

Condori Guillen, W., & Vivanco Portocarrero, H. D. (2019), en su tesis titulada *"Profundización de la mina San Juan, mediante el inclinado 8707, para incremento de reservas de la empresa minera Century Mining Perú SAC - 2018"*, presentada en la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, Este proyecto buscó aumentar las reservas de mineral y extender la vida útil de la mina San Juan mediante la construcción del inclinado 8707. Primero, se estudió la estabilidad de las rocas con un mapeo geomecánico para diseñar la obra. Luego, se construyó el inclinado de 140 metros de largo con una sección de 2.4 m × 2.4 m y una pendiente de 30°. El sistema de transporte usa un winche especial que sube 2 carros mineros U-35 de forma no balanceada. Requirió una inversión total de S/ 242,514, demostrando ser una solución técnica y económicamente viable para profundizar la mina y garantizar su futuro operativo.

2.2. MARCO TEÓRICO

2.2.1. Inclinado minero con rieles

"Es una excavación subterránea inclinada, equipada con rieles o carriles metálicos, diseñada para facilitar el transporte de mineral, maquinaria, personal o materiales mediante vagonetas, locomotoras o sistemas de arrastre. A diferencia de un pozo vertical, este tipo de inclinado se construye con un ángulo entre 15° y 45° respecto a la horizontal y utiliza rieles para garantizar un desplazamiento seguro y eficiente de los equipos sobre ruedas. Es común en minas donde se explotan vetas de mineral con cierta pendiente". (Mutmansky, 2002)

Impacto en la productividad minera: Un inclinado bien diseñado reduce los tiempos de ciclo de transporte, aumentando la producción diaria.

Riesgos económicos: Accidentes que dañen infraestructura (ej.: derrumbes que bloqueen el inclinado). Fluctuaciones en el precio del mineral que afecten la rentabilidad de la construcción. (Mutmansky, 2002)

2.3. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA

En esta investigación se estimará las fluctuaciones en la resistencia de formaciones rocosas bajo diferentes condiciones geológicas, utilizando los criterios RMR (Rock Mass Rating), correlaciones RMR-Q (índice de calidad de Barton) y GSI (Geological Strength Index) de Marinos y Hoek. Esta metodología será aplicada en los hastiales de las operaciones mineras de la veta Klider.

2.3.1. Índice de calidad de roca (RQD)

Fue propuesto por Deere en 1964, es uno de los métodos más utilizados para evaluar la competencia de un macizo rocoso. Su importancia radica en que permite cuantificar y comunicar de manera estandarizada las condiciones de la roca. El RQD se expresa como un porcentaje que varía entre 0 % y 100 %, donde un valor alto (cercano a 100 %) indica que la roca es muy competente, mientras que un valor bajo (cercano a 0 %) refleja un macizo muy fracturado, similar a un suelo, la interpretación del valor de RQD se detalla en la tabla 1.

Tabla 1
Interpretación de los valores de RQD según Deere (1964).

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD (%)
Muy pobre	0 – 25
Pobre	25 – 50

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD (%)
Regular	50 – 75
Buena	75 – 90
Excelente	90 – 100

Fuente: Guía de criterios geomecanicos para diseños construcción supervisión y cierre de labores subterráneas, *Osinergmin (2017).*

2.3.2. Criterio RMR de Bieniawski

El sistema Rock Mass Rating (RMR), desarrollado por Bieniawski, permite clasificar la calidad de los macizos rocosos mediante una escala de 0 a 100 puntos, donde 0 corresponde a una roca muy mala y 100 a una roca muy buena, según lo establecido en la tabla 3. Las cuales consideran parámetros fundamentales como:

Resistencia de la roca intacta, el índice (RQD), el espaciamiento de las discontinuidades, la condición de las discontinuidades, la influencia del agua subterránea.

Tabla 2

Valores de RMR según Bieniawski (1989).

Descripción	Rango RMR	Clase de Macizo Rocoso
Roca Muy Buena	81 – 100	I
Roca Buena	61 – 80	II
Roca Regular	41 – 60	III
Roca Mala	21 – 40	IV
Roca Muy Mala	0 – 20	V

Fuente: Guía de criterios geomecanicos para diseños construcción supervisión y cierre de labores subterráneas, Osinergmin (2017).

Tabla 3

Sistema RMR según Bieniawski (1976)

SISTEMA DE RMR (Según Bieniawski 1976).									
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia de carga puntual	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	1-3 MPa
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300 mm	<50 mm		
	Puntuación		30	25	20	10	5		
4	Condiciones de las discontinuidades		Superficies muy rugosas sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1 mm paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5mm espesor o juntas abiertas de 1-5mm juntas continuas	Relleno blando > 5mm o juntas abiertas > 5mm juntas continuas		
	Puntuación		25	20	12	6	0		
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna		<25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal o mayor)	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Condición general	Totalmente seco		Solo húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
	Puntuación		10		7	4	0		
B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN POR LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES									
Orientaciones de rumbo y buzamiento de juntas			Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
Puntuación		Túneles	0	-2	-5	-10	-12		
		Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
		Taludes	0	-5	-25	-50	-60		
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL									
Puntuación			100←81	80←61	60←41	40←21	<21		
Categoría			I	II	III	IV	V		
Descripción			Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala		

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE MACIZO ROCOSO					
Categoría	I	II	III	IV	V
Tiempo promedio de auto soporte	10 años para una luz de 5 m	6 meses para una luz de 4 m	1 semana para una luz de 3 m	5 hrs. para una luz de 1.5 m	10 min. para una luz de 0.5 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	>300	200-300	150-200	100-150	<100
Ángulo de fricción del macizo rocoso (grados)	>45°	40° - 45°	35° - 40°	30° - 35°	<30°

EFECTO DE ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS JUNTAS EN LA EXCAVACIÓN DE TÚNELES						
Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20° sin importar el rumbo
Excavación hacia el buzamiento		Excavación contra el buzamiento		Rumbo		
Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90 °	Buz 20° - 45 °	Buz 45° - 90 °	Buz 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Fuente: Guía de criterios geomecanicos para diseños construcción supervisión y cierre de labores subterráneas, *Osinergmin (2017).*

2.3.3. Sistema Q

El sistema Q de Barton, desarrollado en 1974 por Barton, Lien y Lunde, es un método práctico para evaluar la calidad de un macizo rocoso a partir de observaciones en excavaciones subterráneas y de información obtenida de perforación. Este sistema permite cuantificar el comportamiento geomecánico de la roca mediante seis factores relacionados con las características de las discontinuidades, las condiciones del macizo y la influencia del agua subterránea. El resultado final es un valor denominado índice Q, que clasifica la calidad del macizo rocoso y sirve como base para diseñar excavaciones y definir el tipo de sostenimiento.

$$\mathrm{GSI} = 9\ln(\mathrm{Q}) + 44$$

Este valor clasifica la calidad del macizo rocoso en rangos específicos, desde "excepcionalmente mala" hasta "excepcionalmente buena", como se detalla en la Tabla 4.

Tabla 4

Clasificación de la calidad del macizo rocoso según el índice Q.

Rango de *Q*	**Calidad del macizo rocoso**
0.001 - 0.01	Excepcionalmente mala
0.01 - 0.1	Extremadamente mala
0.1 - 1.0	Muy mala
1.0 - 4	Mala
4 - 10	Regular
10 - 40	Buena
40 - 100	Muy buena
100 - 400	Extremadamente buena
400 - 1000	Excepcionalmente buena

Fuente: Guía de criterios geomecanicos para diseños construcción supervisión y cierre de labores subterráneas, Osinergmin (2017).

2.4. LA RESISTENCIA COMPRESIVA DE LA ROCA INTACTA (GSI).

Para clasificar el macizo rocoso, primero se realiza una observación detallada de su apariencia, condiciones superficiales y características estructurales. Con esta información se procede a correlacionar los resultados obtenidos de los sistemas de clasificación más usados: el índice RMR de Bieniawski y el GSI de Hoek y Marinos. Presentando un valor de RMR mayor a 23 bajo condiciones secas, lo que permite establecer su categoría geomecánica y su comportamiento frente a labores subterráneas.

$$GSI = RMR'89 – 5$$

2.4.1. Espaciamiento de discontinuidades.

La fig. 1 muestra parámetros geométricos que describe técnicamente la medida perpendicular entre fracturas consecutivas en un macizo rocoso.

Figura 1

Espaciado de una discontinuidad.

Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

2.4.2. Condición de las discontinuidades

- ✓ **Persistencia:** Corresponde a la extensión área total de una fractura en el plano geológico.
- ✓ **Apertura:** Define la separación física entre los labios de la fractura, cuantificando su grado de despegue.
- ✓ **Rugosidad:** Caracteriza las desviaciones topográficas a escala pequeña en las superficies de fractura.
- ✓ **Relleno:** Identifica los materiales exógenos o minerales secundarios alojados en el plano de discontinuidad.
- ✓ **Meteorización:** Refiere a la descomposición superficial de la roca adyacente a la fractura por agentes atmosféricos.
- ✓ **Alteración:** Proceso de transformación geoquímica inducida por fluidos hidrotermales que migran a través de fracturas, generando reemplazos mineralógicos y modificando las propiedades del macizo.

2.5. TÉCNICAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

2.5.1. Métodos de trabajos en piques

En minería subterránea, los trabajos de excavación de piques y pozos se pueden realizar mediante tres métodos principales:

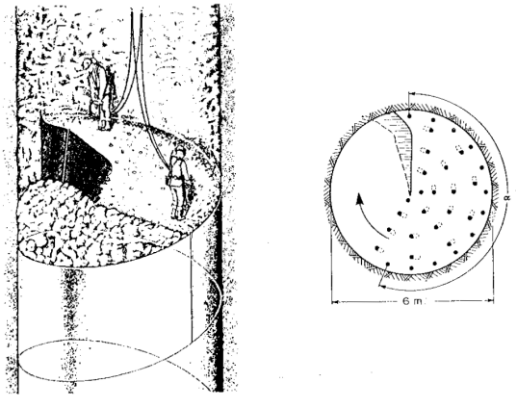
- ➢ Banqueo escalonado.
- ➢ Excavación helicoidal.
- ➢ Avance por sección completa.

2.5.1.1. Banqueo escalonado:

Ilustrado en la Fig. 2, este método consiste en una estrategia de excavación secuencial aplicada a pozos de geometría prismática (rectangular/cuadrada), donde el progreso se realiza mediante niveles superpuestos. Consiste en avanzar progresivamente dividiendo el frente de trabajo en dos partes: primero se perfora y excava la sección superior para crear una cara libre que facilite el desprendimiento del material y, de ser necesario, permite el bombeo de agua acumulada.

Figura 2

Método de banqueo.



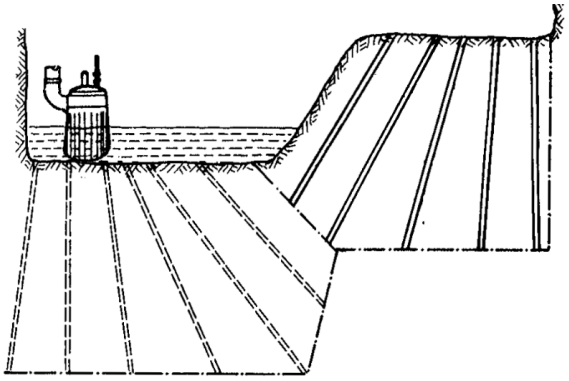
Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas, De Salas (2010).

2.5.1.2. Excavación helicoidal:

Este método consiste en un proceso de excavación espiralada del fondo del pozo como en la Fig. 3. La altura de avance por ciclo se determina que cada fase de voladura actúa sobre un segmento angular amplio de la espiral, garantizando que la duración integral del ciclo completo se ajuste exactamente a un múltiplo del tiempo operativo disponible, se maximiza así la eficiencia de la secuencia productiva.

Figura 3

Método de espiral



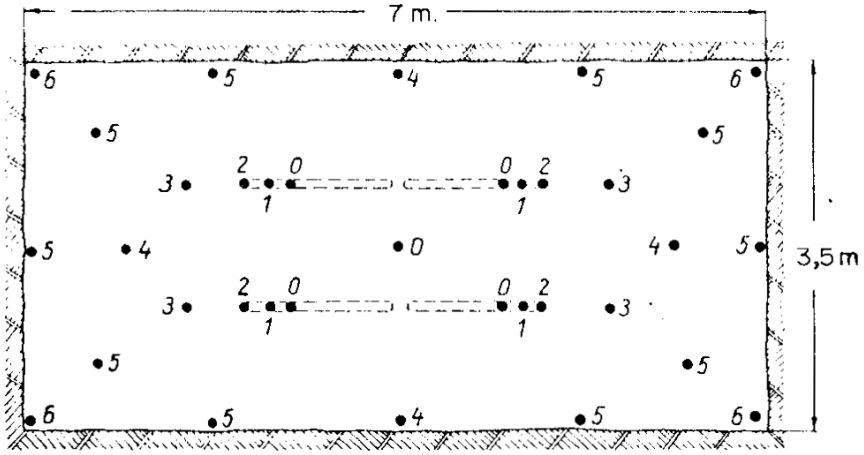
Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas, De Salas (2010).

2.5.1.3. Avance por sección completa

El método secciones completas es aplicado de manera concurrida en las excavaciones verticales en secciones rectangulares y circulares, mostrado en la fig. 4. Este principio de sincronización operativa se extiende a la perforación-voladura en túneles y galerías, donde la secuencia de disparos es definida.

Figura 4

Método de sección completa.



Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas, De Salas (2010).

2.5.2. Métodos de arranque.

Se dan cavidades efectuando en un primer disparo, y estas se dan en 2 grupos.

- primer disparo en forma de ángulo o diagonal.
- primer disparo con taladros paralelos.

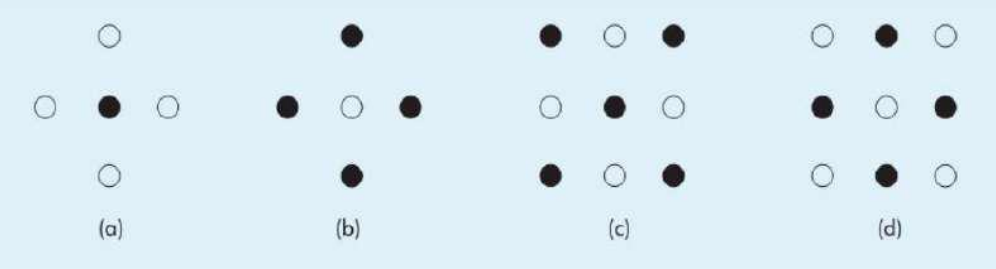
2.5.2.1. Primer disparo con taladros paralelos

Este método utiliza taladros perforados en paralelo, incluyendo huecos de alivio (sin carga explosiva) en el centro del frente para crear una cavidad inicial.

a) Corte quemado: Se trata de hacer una serie de agujeros que están juntos, todos tienen el mismo tamaño, pero se disponen de maneras distintas. Algunos de estos agujeros no llevan explosivos y se conocen como taladros de alivio; estos ayudan a que las explosiones sean más efectivas cuando se realizan.

Figura 5

Corte quemado.

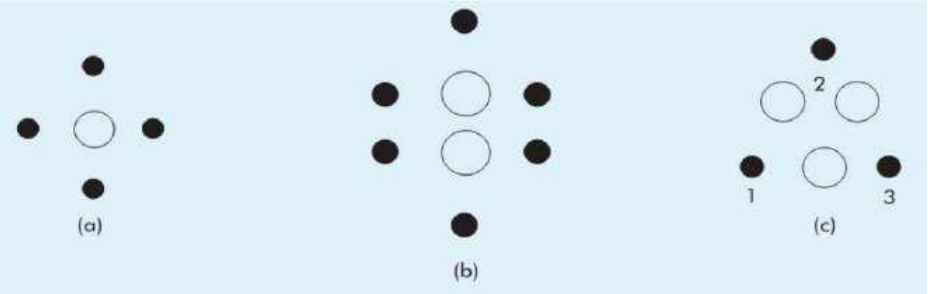


Fuente: Manual práctico de voladura. 5ta. Edición, Soluciones Exactas E. (2019).

b) Corte en cilindro con taladro de alivio: Este método es similar al corte quemado, pero se diferencia en que incluye uno o más taladros centrales rimados de mayor diámetro que los demás. Esto genera una cavidad ampliada que funciona como superficie de alivio, mejorando la efectividad de la voladura.

Figura 6

Corte en cilindro.



Fuente: Manual práctico de voladura. 5ta. Edición, Soluciones Exactas E. (2019).

2.6. DISTRIBUCIÓN Y DENOMINACIÓN DE TALADROS

Se denominan y distribuyen de manera concéntrica para optimizar la voladura, también mostrados en la fig. 7. A continuación, se describen:

A. Taladros de arranque: Estos son los taladros situados en el centro de la zona frontal y son los primeros en activarse para crear la cavidad inicial. Se cargan con una cantidad de explosivo de 1.30 a 1.5 veces más que los demás taladros, lo que les permite romper la roca de manera efectiva.

B. Taladros de ayudas: Estos taladros se encuentran alrededor de los arranques y ayudan a crear las salidas hacia la cavidad de la superficie libre. La cantidad de estos taladros varía según el tamaño del área de trabajo. Se divide en:

a) **Primeras ayudas (contracueles):** Taladros que complementan el arranque.

b) **Refuerzos Secundarios/Terciarios (Destrozo)**: Facilitan fragmentación masiva del macizo rocoso.

C. Taladros de cuadradores: Se ubican en los lados y forman los hastiales del área de voladura. Su propósito es garantizar que las paredes sean adecuadas para la operación.

D. Taladros de corona o techos: Estos taladros crean el techo en forma de bóveda o herradura y también se les conoce como taladros de la carona. Para la voladura"smooth blasting" (voladura de recorte), los alzas y cuadradores se disparan simultáneamente al final de la ronda.

E. Taladros de pisos o arrastre: Estos taladros están situados en la parte baja del frente o galería. Se activan al concluir cada ronda de explosiones, lo que contribuye a finalizar el proceso de arranque.

2.6.1. Cálculo del número de taladros

Su determinación en perforaciones requeridas para voladura subterránea depende de múltiples factores esenciales:

a) Característica de la roca: Su dureza y propiedades la formación rocosa influyen directamente en la densidad de taladros necesarios. Rocas más duras pueden necesitar más taladros para lograr la fragmentación deseada.

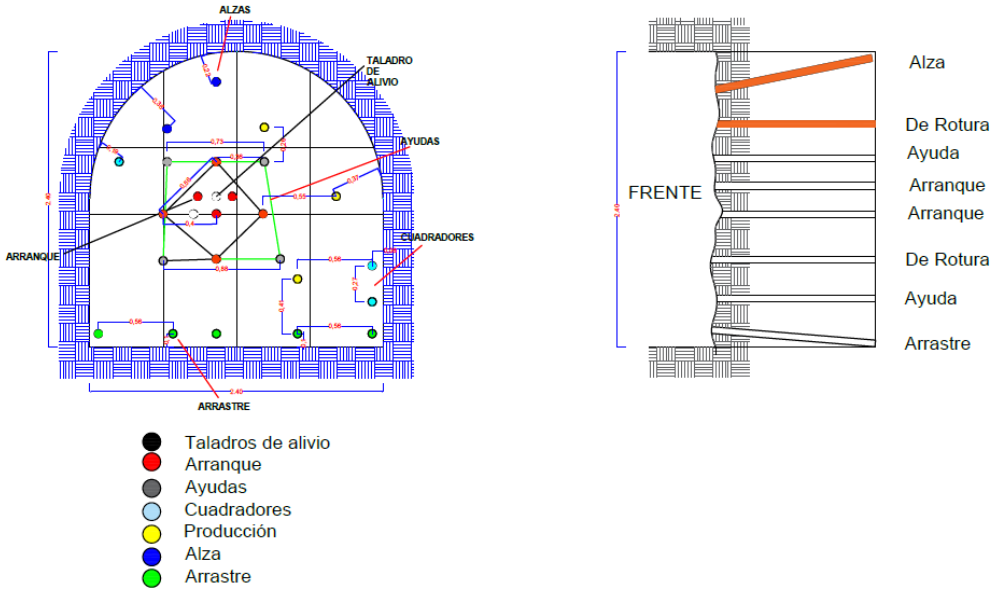
b) Espacio o grado de confinamiento: El espacio disponible en el frente de trabajo también afecta el número de taladros. En áreas más confinadas, puede ser necesario ajustar la malla de perforación para adaptarse a las limitaciones del espacio.

c) Grado de fragmentación: El objetivo de fragmentación también juega un papel importante. Si se busca una fragmentación fina, se pueden requerir más taladros para asegurar que la explosión sea la más deseable.

d) Diámetro de perforación: El tamaño de los taladros disponibles también influye en la cantidad necesaria. Taladros de mayor diámetro pueden requerir menos perforaciones para lograr el mismo efecto de voladura.

Figura 7

Denominaciones de Taladros.



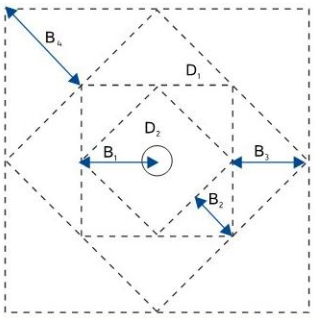
Fuente: Estándar del departamento de operaciones de Minera San Luis, noviembre 2024.

2.6.2. Burden y espacios entre taladros

Es el espaciamiento entre perforaciones se fundamenta en las características de roca y la granulometría que se debe de obtener después de la voladura, para eso se utilizará la tabla 2 y representado gráficamente en la fig. 8.

Figura 8

Burden y espaciamiento.



Fuente: Manual práctico de voladura. 5ta. Edición, Soluciones Exactas E. (2019).

2.6.3. Carga explosiva.

Depende funcionalmente de la naturaleza litológica y la granulometría objetivo post-voladura, cuantificándose mediante kilogramos de explosivo por metro cúbico de roca fragmentada por cada metro lineal de excavación. Este parámetro se determina aplicando la siguiente expresión matemática.

$$Qc = FC * V$$

Donde:

Qc: Carga explosiva / disparo

Fc: Factor carga.

V: volumen (frente a disparar).

Tabla 5

Determinación y distribución de carga.

Área del túnel	Kilos de explosivos estimados por m³ de roca		
en m²	**En roca dura y tenaz**	**En roca intermedia**	**En roca suave y friable**
de 1 a 5	2.60 a 3.20	1.80 a 2.30	1.20 a 1.60
de 5 a 10	2.00 a 2.60	1.40 a 1.80	0.90 a 1.20
de 10 a 20	1.65 a 2.00	1.10 a 1.40	0.60 a 0.90
de 20 a 40	1.20 a 1.65	0.75 a 1.10	0.40 a 0.60
de 40 a 60	0.80 a 1.20	0.50 a 0.75	0.30 a 0.40

Fuente: Manual práctico de voladura. 5ta. Edición, *Soluciones Exactas E. (2019).*

2.7. SISTEMA DE EXTRACCIÓN EN INCLINADO SOBRE RIELES

Constituye un método para la remoción de mineral o material estéril a partir de la voladura de los frentes de trabajo. Estas serán transportadas mediante un sistema de elevación, el cual cuenta

con un vagón minero accionado por un winche eléctrico a través del inclinado. La carga será enganchada para luego ser accionada mediante un cabrestante eléctrico, ejerciendo el izaje. En el nivel superior, hay un área de acumulación donde se vierte directamente en los vagones mineros.

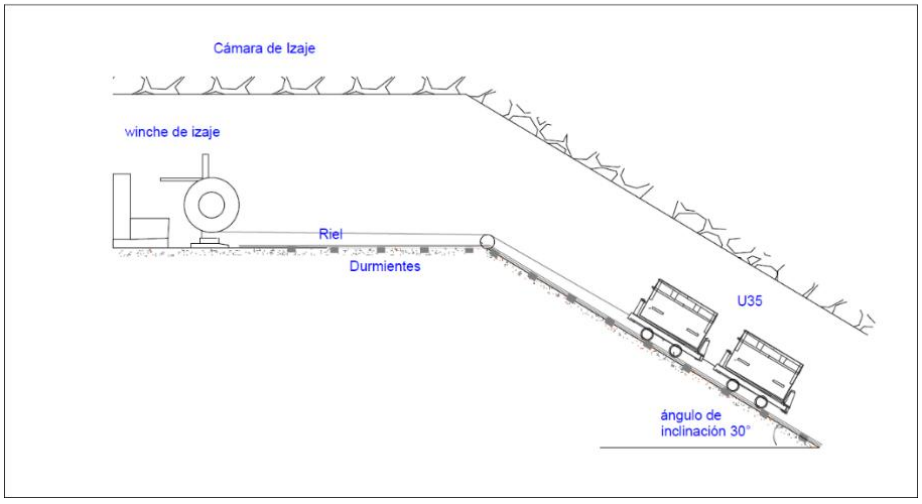
2.7.1. Elementos fundamentales del sistema de elevación

Los elementos que integra son los siguientes:

- Unidad motriz principal.
- Tambor de enrollamiento.
- Cable.
- Vagón minero.
- Poleas (Rondanas).
- Sistema de seguridad (frenos).
- Mando de control.
- Estructura de movimiento

Figura 9

Distribución de los elementos de un inclinado.



Fuente: Elaboración propia.

2.7.2. Parámetros de diseño para un sistema de izaje.

En la etapa de diseño del sistema de elevación, deben evaluarse metódicamente los siguientes criterios de ingeniería y desempeño funcional:

a) Anteproyecto del sistema de izaje: Define los requisitos básicos, como la configuración del sistema (tambor o cabrestante), la trayectoria del riel que debe garantizar alineamiento, y las condiciones geomecánicas del inclinado.

b) Pendiente del inclinado: determina la resistencia gravitacional que opone el material durante el izaje, lo cual define directamente la potencia requerida del motor del winche. A mayor pendiente, mayor fuerza se necesita mayor potencia para garantizar un transporte eficiente y seguro.

c) Cargas involucradas:

- Peso neto del material a izar (mineral, estéril).
- Peso de contenedores, vagon minero.
- Peso del cable de acero (se considera la longitud).

d) Dimensiones del tambor o cabrestante: Estará relacionada con la distancia del inclinado para su longitud y enrollado del cable, el radio mínimo de curvatura y la velocidad de operación.

e) Dinámica operativa:

- Velocidad de elevación (m/s).
- Tiempos de carga/descarga.

f) Geometría del inclinado: Profundidad, longitud y ángulo de inclinación, que condicionan la selección del sistema (cabrestante para trayectos largos o inclinados).

g) Factor de seguridad: Aplicado a componentes críticos (cables, estructuras) según normativa vigentes.

2.7.3. Winche para izaje

En la minería subterránea, se emplea un winche para elevar o bajar materiales entre diferentes niveles. Además, es usado para mover a los trabajadores dentro y fuera de las operaciones, siempre cumpliendo con las normas de seguridad.

Figura 10

Winche de izaje

Fuente: Industrias Imin s.a.c. (2025) winche de 50 HP

2.7.4. Cable de izaje

El cable este compuesto por estructuras especialmente para cumplir funciones establecida. En una de ellas es cumplir la función de tensionar la fuerza a lo largo de su función.

2.7.4.1. Componentes básicos de un cable.

Se detalla a continuación y se muestra en la fig. 11:

I. Alambres

Los alambres son los componentes básicos de los cables de acero, fabricados con aceros de alto carbono. Sus propiedades mecánicas (resistencia a tracción, torsión y fatiga por flexión) se optimizan según los requisitos operativos del producto final. La selección del grado de acero

determina no solo la capacidad de carga, sino también la durabilidad ante esfuerzos dinámicos (Prodinsa, 2020).

II. Torones

Cada torón se compone de múltiples alambres dispuestos helicoidalmente alrededor de un alambre central, organizados en una o más capas concéntricas. Esta disposición, denominada construcción, se fabrica en un proceso integrado que evita interferencias entre alambres adyacentes, garantizando homogeneidad estructural (Prodinsa, 2020).

III. Alma del Cable

El alma constituye el núcleo estructural central del cable, sobre el cual se disponen los torones. Su función principal es preservar la geometría circular del conjunto, absorber las fuerzas de compresión ejercidas por los torones y mantener el espaciamiento uniforme entre ellos. (Prodinsa, 2020).

IV. Cables

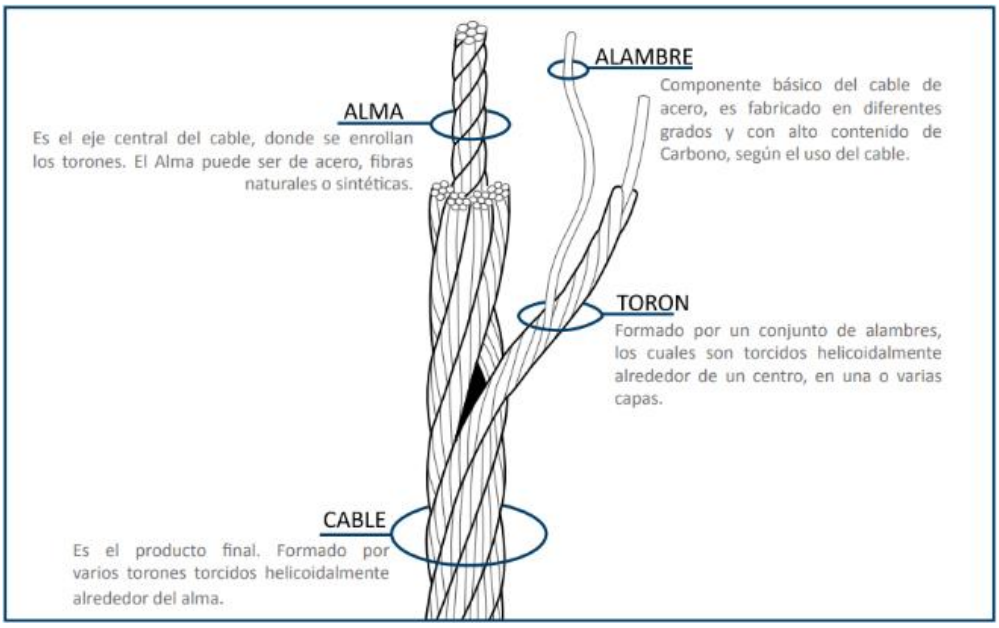
El cable es el producto terminado, caracterizado por tres parámetros clave: diámetro, construcción (número de torones, alambres por torón y grado de compactación) y tipo de alma. Estas variables definen su aplicación específica en sistemas de izaje, transporte o soporte mecánico (Prodinsa, 2020), se aprecia en la figura 11.

2.8. ANÁLISIS ECONÓMICO.

La evaluación financiera para la construcción del inclinado generará indicadores cuantificables fundamentales en la decisión de asignación de capital. Este análisis incorporará los siguientes componentes esenciales:

Figura 11

Componentes de un Cable de Acero



Fuente: Informe técnico de cable de acero Prodinsa (2020).

2.8.1. Costo de construcción.

Estos estarán representados por el total de costos directos y gastos operativos incurridos.

2.8.2. Costo unitario.

Representa el diseño incurrido por la compañía en actividades en extracción y beneficio de minerales. Este cómputo integra todos los egresos productivos, clasificados en costos fijos (CF), costos variables (CV) y gastos administrativos. Estos comprenden:

Costos en avances ($/m): Gastos relacionados con la progresión de avance del frente de trabajo, calculados por metro.

Costos por sostenimiento ($/m): Inversiones necesarias para asegurar la estabilidad y soporte de la seguridad del frente de trabajo, expresadas por metro.

Costos indirectos (%): Corresponde a los egresos generales no asignables directamente a la producción, a incluir los de administración y servicios de soporte.

2.8.3. Costo total

Designa la sumatoria integral de todos los diseños incurridos, englobando costos fijos y variables. Los costos fijos mantienen la estabilidad operacional independientemente del volumen productivo, mientras que los costos variables fluctúan proporcionalmente a la masa mineral extraída y beneficiada.

2.9. EXTRACCIÓN

2.9.1. Métodos de extracción sobre rieles.

Involucran el uso de sistemas de transporte ferroviario para movilizar mineral, estéril, equipos dentro de la mina. Es una técnica común en corte y relleno, donde los rieles se instalan en galerías o inclinados para operar vagonetas o locomotoras eléctricas Estos sistemas permiten un transporte continuo y eficiente de grandes volúmenes en minas con geometrías estables y pendientes moderadas. Su implementación requiere una infraestructura robusta (rieles, durmientes, sistemas de tracción) ofrece ventajas en seguridad y capacidad de carga. Su aplicación es típica en yacimientos estratificados o vetas regulares, donde la vida útil de la mina justifica la inversión inicial Mutmansky (2002)

2.10. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

Sistema: En minería subterránea, un sistema operativo se compone de elementos materiales como, maquinaria, herramientas, minerales y equipos de extracción, con elementos conceptuales

como protocolos de seguridad, los planes de explotación o los métodos de procesamiento. Todo sistema cuenta con una composición, que son los recursos y herramientas que lo integran.

Diseño: El diseño se refiere a la planificación previa de soluciones técnicas y creativas para abordar los desafíos específicos de un trabajo, procesamiento y gestión de recursos.

Inclinado: Las labores mineras con inclinaciones entre 20° y 70°, es conocido como inclinados, funcionan como vías de conexión entre distintos niveles de una mina subterránea. Su diseño está destinado al transporte eficiente de minerales, desmonte, personal y equipos, facilitando la operatividad y logística en entornos mineros complejos.

Voladura: Detonación de explosivos con la finalidad de fragmentar roca o materiales sólidos.

Taladro: Huecos hechos en la perforación, Se refiere a las perforaciones realizadas en la roca como parte del proceso de preparación para una voladura u otras actividades.

GSI: Índice de Resistencia Geológica, utilizado para evaluar las propiedades mecánicas y el comportamiento estructural de formaciones rocosas en obras subterráneas (túneles, galerías, cámaras mineras). Esta metodología integra parámetros de deformación asociados a mecanismos de falla geotécnica.

RMR: Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski es Método para cuantificar la estabilidad de macizos rocosos en minería subterránea, fundamentado en la valoración de múltiples atributos: resistencia en la matriz rocosa, calidad de discontinuidad y condición de macizo.

Q de Barton: Sistema de clasificación geomecánica que analiza la calidad integral de macizos rocosos mediante la evaluación: resistencia competente de roca, características de discontinuidad y estado global del material rocoso.

Cable: Constituido por múltiples torones torcidos helicoidalmente alrededor del alma. (Prodinsa, 2020).

Winche: Equipo mecánico operado con energía eléctrica, diseñado para trabajos de izaje.

Izaje: Es la capacidad de levantar y bajar cargas conjuntamente con el winche convirtiendo en una herramienta esencial para la extracción y transporte.

Explosivo: Se trata de compuestos químicos que no son estables y que, cuando se activan, experimentan división veloz generando gases y liberando energía termodinámica mediante calor y presión.

Nivel: Son labores horizontales que actúan como base para iniciar la construcción de chimeneas, piques y cruceros.

Extracción: Dentro de la minería se refiere al proceso de obtener minerales y otros materiales valiosos del subsuelo, utilizando diversas técnicas y métodos para maximizar la recuperación de recursos con el fin de tener un beneficio económico.

2.11. HIPÓTESIS

2.11.1. Hipótesis general.

Con la construcción del inclinado IC-401 Nv-04 se mejorará la producción de mineral en veta Klider en Minera San Luis, Lucanas – Ayacucho.

2.11.2. Hipótesis especifica.

h 1.La determinación de características geomecánicas influyen positivamente en la construcción del inclinado IC-401 para la extracción de mineral en la veta Klider.

h 2.Parámetros de perforación, voladura sostenimiento establecen la ejecución y habilitación del inclinado IC-401 en Minera San Luis de Ayacucho.

h 3.Los costos y los indicadores económicos (como ganancias o tiempo de retorno de inversión) viabilizan la construcción e implementación del inclinado IC-401 a la veta Klider Nv-06.

2.12. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

2.12.1. Delimitación temporal

El proceso investigativo se desarrolló entre noviembre de 2024 a febrero de 2025.

2.12.2. Delimitación espacial

La investigación se circunscribe a la veta Klider, bajo la concesión de Minera San Luis, emplazada en la provincia de Lucanas, región de Ayacucho, Perú, dentro de un territorio sujeto a actividades de explotación minera.

2.13. VARIABLES

Variable independiente. Parámetros de construcción del inclinado IC-401.

Variable dependiente. Mejora de la extracción de mineral.

2.14. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES

Tabla 6

Resumen de datos de paralización de variables.

Variables	Dimensión	Indicador	Denominación
INDEPENDIENTE			
Construcción del inclinado IC-401		RQD % RMR	Calidad y clasificación del macizo rocoso

Variables	Dimensión	Indicador	Denominación
	Parámetros geomecánicos del macizo rocoso.	Q de Barton (%)	
	Operaciones de construcción a partir de datos técnicos del inclinado.	Sección (m2)	Atributos físicos y método constructivo del inclinado
		Gradiente (%)	
		Longitud del inclinado (m).	
		Construcción	
		Costos unitarios ($)	
	Evaluación económica	Reservas (Tm)	Inversión, recurso mineral y rentabilidad base
		Ley (gr/Tm)	
DEPENDIENTE			
Mejora de extracción de mineral	Incremento de producción	Tm/año	Tonelaje y rentabilidad generados por el inclinado
		Utilidad ($/año)	

Nota: Esta tabla opera como el esqueleto metodológico del estudio, sistematizando cómo se medirá el éxito del proyecto minero. Su valor radica en convertir conceptos abstractos. Permitiendo análisis científico de las relaciones causa-efecto.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACION

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El estudio emplea una metodología de tipo **aplicada**, al orientarse a resolver la problemática de baja productividad extractiva en la veta Klider mediante el diseño y construcción del inclinado IC-401.

3.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

Opera de manera **descriptivo-explicativo**, En primer lugar, se describen las condiciones actuales de extracción en la veta Klider. Posteriormente, se ofrece una explicación sobre cómo la implementación del inclinado IC-401 puede mejorar la extracción, relacionando causas - efectos.

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

La población comprende todas las operaciones de desarrollo de Minera San Luis. La muestra analizada se focaliza la construcción e implementación del inclinado, abarcando desde su construcción y su implementación del inclinado.

3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.4.1. Técnicas de recolección de datos.

- **Fuentes documentales. -** Bibliografía, manuales de equipos y estudios de Minera San Luis, que brindan una base estructurada sobre:
  - ❖ Ubicación, características geológicas del proyecto.
  - ❖ Normativa de seguridad.

- **Datos de campo. –** Mediciones in situ de componentes geomecánicos en la veta Klider realizados por Minera San Luis.
- **Validación práctica. -** Observaciones directas para verificar las condiciones geomecánicas de la zona, asegurando la viabilidad del inclinado IC-401.

3.4.2. Instrumentos.

- Planos
- AutoCAD
- Hoja de cálculo Excel.

3.5. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS

Los procedimientos de procesamiento comprenden: la categorización y registro de insumos primarios (investigaciones geomecánicas en Minera San Luis, informes de producción y costos unitarios) e información secundaria (antecedentes bibliográficos y normativas mineras), organizando los datos en variables técnicas y económicas; adicionalmente, se aplican cálculos especializados para el diseño geométrico del inclinado IC-401, selección del sistema de izaje y optimización de producción, utilizando herramientas de soporte como AutoCAD para modelado y Microsoft Excel para análisis cuantitativos.

3.6. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE ANÁLISIS DE RESULTADOS

Los resultados emplearán técnicas comparativas para evaluar indicadores pre y post implementación modelamiento económico mediante cálculos de VAN y TIR para medir rentabilidad, y validación geotécnica correlacionando parámetros de roca con la estabilidad del inclinado.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. PLANTEAMIENTO, DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL INCLINADO IC-401

En el contexto de la planificación general de la minería, este apartado se centra en la creación del Inclinado IC-401, una obra fundamental para la extracción de la veta Klider entre los niveles 4 y 6, que van desde 2300 hasta 1767 msnm. En esta sección se explicarán los elementos clave para su realización, que abarcan la mejora de la comunicación y la producción, además de las consideraciones técnicas y geomecánicas que respaldan el diseño.

La parte inclinada tiene una medida de 2.40m x 2.40m, profundidad de inclinado 212 m, y con una inclinación de 30° está proyectada en material estéril perpendicular a la veta klider, Se implementará un sistema de sostenimiento pasivo en puntos estratégicos a lo largo de la construcción del inclinador IC-401, la zona de trabajo es considerada estable, ya que se encuentra en la roca madre, lo que proporciona un entorno seguro para las operaciones.

4.1.1. Ubicación del inclinado IC-401

El inclinado IC-401, representada en la figura 15 que estará ubicado de manera perpendicular a la veta Klider. Este inclinado se extenderá desde el nivel 4to, hasta el nivel 6to, facilitando la vía de ingreso y la extracción de material aurífero dentro de estas áreas estrategias de la veta klider. mejorando la eficiencia en la explotación de recurso existentes.

4.1.2. Criterios de selección entre inclinado y pique.

La Tabla 3, presentada a continuación, exhibe un análisis comparativo entre excavaciones en plano inclinado y pique.

Tabla 7

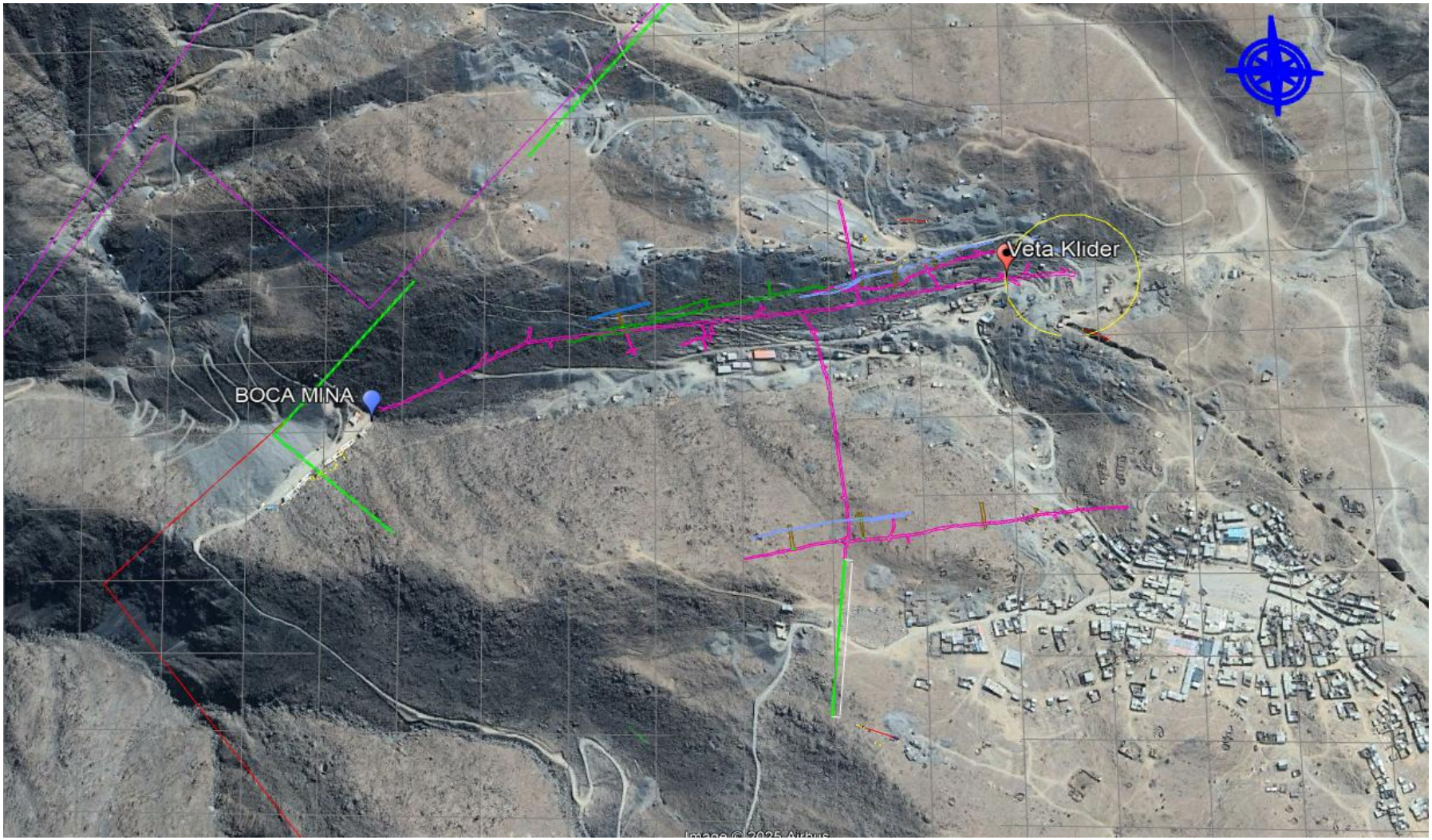
Selección de inclinado y Pique vertical.

Condición	Inclinado	Pique Vertical
Inclinación	30° respecto a la horizontal. Permite el uso de vagones mineros sobre rieles tirados por winche eléctrico, optimizando la extracción y el acceso.	90° (vertical). Solo admite transporte mediante jaulas o skips, limitando la flexibilidad operativa.
Seguridad	Brinda mayor seguridad: permite una ruta de escape directa en emergencias y la pendiente moderada reduce el riesgo de caída de material.	Mayor riesgo en caso de fallo del izaje.
Acceso y movilidad	Sección amplia que permite el transporte de personal, equipos y materiales en vagones mineros, incrementando la capacidad de movimiento.	Sección reducida, solo habilita baldes, limitando el personal y el tamaño de equipos transportados.
Sostenimiento	Se necesita menor sostenimiento al excavarse en roca estéril competente (granodiorita), reduciendo costos.	Exige sostenimiento intensivo (cuadros de madera) porque atraviesa mineral.
Productividad	Incrementa la extracción gracias al transporte masivo en vagones. En algunos casos, se reportan mejoras superiores al 80% respecto a piques verticales.	Baja productividad: la menor capacidad y velocidad del izaje generan cuellos de botella en la producción.
Normativa/ Diseño	Diseñado bajo estándares de ingeniería minera y regulaciones de seguridad (D.S. N.° 024-2016-EM en Perú), garantizando operación estable y eficiente.	Riesgo de diseños poco estandarizados; si no hay planificación rigurosa, compromete seguridad y funcionalidad a futuro.

Nota: Después de un análisis detallado, se ha tomado la decisión de elegir el inclinado para el levantamiento, ya que esta alternativa proporciona las mejores condiciones de ingreso para los empleados.

Figura 12

Ubicación del inclinado IC-401.



Fuente: Google. (2023). Vista satelital de Minera San Luis, Lucanas, Ayacucho. Google Earth Pro. Coordenadas: -15.331601, -74.277970. https://earth.google.com.

4.2. GEOMECÁNICA DEL INCLINADO IC-401

La definición del sistema de sostenimiento requiere la ejecución de un análisis exhaustivo en la propiedad física y estructuras del macizo, junto con la evaluación de sus condiciones geológicas y parámetros geotécnicos.

Figura 13

Análisis de datos en el campo de la veta Klider.

***Fuente**:* Elaboración propia, noviembre 2024.

4.2.1. Aspectos geológicos y geomecánicas.

La veta Klider de minera San Luis evaluada, predominan rocas de tipo diorita a granodiorita, asociadas a la formación de Nazca y emplazadas al Batolito de la Costa. Estas rocas de caja suelen exhibir procesos de alteración en las zonas de contacto con estructuras filonianas y cuerpos subvolcánicos vinculados, como diques de composición andesítica.

4.2.2. Resistencia a compresión simple

La construcción se realiza en roca intacta los resultados obtenidos por la Minera San Luis fue de **213 Mpa** indicando que la roca es suficientemente fuerte para soportar el peso de las excavaciones.

4.2.3. RQD

Por los estudios previos realizados por la minera San Luis se sabe que el lugar de estudio tiene un RQD que varía en un rango de 70% midiendo la calidad de la roca según la longitud de los fragmentos de testigo en perforaciones realizadas.

4.2.4. Espacio de discontinuidades

Los datos obtenidos por la Minera San Luis fueron de **65 mm** a lo cual fue corroborada insitu dando los mismos resultados corroborando fracturas moderadamente espaciadas.

4.2.5. Estado de las discontinuidades

Esta información brindada y corroborada tuvo como separaciones menores a **1mm** con paredes meteorizados con una superficie rugosa, que reduce deslizamientos; meteorización leve no compromete estabilidad.

4.2.6. Presencia de agua

En el lugar determinado para la construcción del inclinado IC-401 no existe de presencia de agua siendo está completamente seca, eliminado riesgos en la construcción.

4.2.7. RMR

Para el cálculo se toma en cuenta los parámetros proporcionados por Minera San Luis.

- Resistencia de la roca sin alterar: 213 Mpa.
- RQD fluctúa entre: 70%,
- Distancia entre las fallas: 65 mm
- Condición de las fallas: 1mm
- Agua subterránea: completamente seca.

Reemplazando: RMR = 12 + 13 + 8 + 20 + 15 – 2 = 66

Tabla 8

Parámetros de clasificación Geomecánicas RMR

A. PARAMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES								
Parámetro	**Rango de valores**							
Resistencia del material de la roca intacta	Indice de resistencia bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresión simple		
	Resistencia a la compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	-25 MPa	-5 MPa	1 MPa
Puntuación		15	12	7	4			
RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
Puntuación		20	17	13	8	3		
Espaciado entre discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
Puntuación		20	15	10	8			
Condiciones de las discontinuidades (Ver E)		Superficies muy rugosas Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes altamente meteorizadas	Superficies pulidas o relleno de falla < 5mm de espesor o separación 1-5mm Continuas	Relleno de falla suave> 5mm de espesor o separación > 5mm Continuas		
Puntuación		30	25	20	10	0		
Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125		
	(Presión de agua en las juntas) / (σ_1 principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
	Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
Puntuación		15	10	7	4	0		
B. AJUSTE DE LA PUNTUACION PARA LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES (Ver F)								
Orientaciones de rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
Puntuaciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes	0	-5	-25	-50	-		
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL								
Valoración		**100–81**	**80–61**	**60–41**	**40–21**	**<21**		
Categoría		I	II	III	IV	V		
Descripción		Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala		
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA								
Categoría	**I**	**II**	**III**	**IV**	**V**			
Tiempo promedio de auto soporte	20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. Para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m			
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100			
Angulo de fricción del macizo rocoso (grados)	>45	35-45	25-35	15-25	<15			
E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD								
Longitud de discontinuidad (persistencia)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m			
Puntuación	6	4	2	1	0			
Separación (apertura)	Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5 mm			
Puntuación	6	5	4	1	0			
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida			
Puntuación	6	5	3	1	0			
Relleno (relleno de falla)	Ninguna	Relleno duro<5mm	Relleno duro>5mm	Relleno blando<5mm	Relleno blando>5mm			
Puntuación	6	4	3	2	0			
Meteorización	No meteorizada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta			
Puntuación	6	5	3	1	0			
F. EFECTO DE LA ORIENTACION DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACION DE TUNELES								
Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel				
Excavación hacia el buzamiento (buz. 45-90°)		Excavación hacia el buzamiento (buz. 20-45°)		Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°			
Muy favorable		Favorable		Muy desfavorable	Regular			
Excavación contra el buzamiento (buz. 45-90°)		Excavación contra el buzamiento (buz. 20-45°)		Buzamiento 0-20° (independiente del rumbo)				
Regular		Desfavorable		Regular				

Fuente: Guía de criterios geomecanicos para diseños construcción supervisión y cierre de labores subterráneas, *Osinergmin (2017).*

Verificando el resultado en la tabla 4, para la clase de macizo rocoso a partir de la puntuación total se tiene un resultado roca buena de tipo II

4.2.8. Q de Barton y GSI de Hoek & Brown.

Con información brindada por minera San Luis, las condiciones para el lugar de trabajo del inclinado es de 30. Teniendo una calidad muy buena.

Cálculo del GSI (Geological Strength Index)

$$\mathrm{GSI} = \mathrm{RMR}'89 - 5$$

Sustituyendo RMR´89 = 66

$$\mathrm{GSI} = 66 - 5 = 61$$

$$\mathrm{GSI} = 61$$

Cálculo del índice Q de Barton:

$$\mathrm{GSI} = 9\ln(\mathrm{Q}) + 44$$

Para **GSI = 61** Macizo rocoso "Bueno" (bloques bien encajados).

$$61 = 9\ln(\mathrm{Q}) + 44$$

$$\ln(\mathrm{Q}) = \frac{17}{9} = 1.8889$$

$$\mathrm{Q} = 12.915$$

El índice Q evidencia una calidad geomecánica sobresaliente del macizo rocoso, óptima para la ejecución constructiva del inclinado IC-401, con soportes mínimos y bajo riesgo de fallas durante la construcción.

En la Tab. 4 se exponen una síntesis estandarizada y recalibración del tipo de terreno que se encuentra.

Tabla 9

Mapeo geomecánica de inclinado.IC-401.

Parámetro	**Valor/Descripción**	**Impacto en Proyecto IC-401**
RMR	66 (Clase II: Buena)	Estabilidad alta; sostenimiento ligero.
Cohesión (c)	300–400 kPa	Soporta tensiones sin deformación crítica.
Ángulo Fricción (φ)	35°–45°	Evita deslizamientos; permite hastiales inclinados.
Orientación fallas	⊥ Eje túnel; 20°–45°	Minimiza fallas estructurales.
Geometría túnel	Herradura (2.4×2.4 m)	Optimiza distribución de esfuerzos.

Nota: La granodiorita del IC-401, con RMR 66 y parámetros geotécnicos favorables, permite una construcción segura, rápida y económica gracias a su alta resistencia cohesiva y friccional, reduciendo necesidad de soportes pesados.

4.2.9. Diseños geométricos del inclinado.

La forma de la excavación será curvada o en herradura para mejorar la estabilidad del terreno rocoso. De acuerdo con el artículo 293 (DS N° 024-2016-EM), en acarreos subterráneos con rieles debe garantizarse un espacio mínimo de 0.70 m entre puntos salientes de coches para circulación peatonal. Considerando el ancho del carro minero U-35 (0.80 m), se define un ancho de labor más apropiado de 2.40 m.

Para la altura, se tomará en consideración: la altura del U-35 de 1.20 m; y, de acuerdo con la distancia mínima al techo (Art. 293), desplazando a una altura mínima del U-35 de 0.80 m. Dando una selección final proyectada de 2.40 m (ancho) × 2.40 m (alto), con pendiente negativa de 30°, Los estándar, dimensiones y refugios se muestran en las figuras 15 y 17.

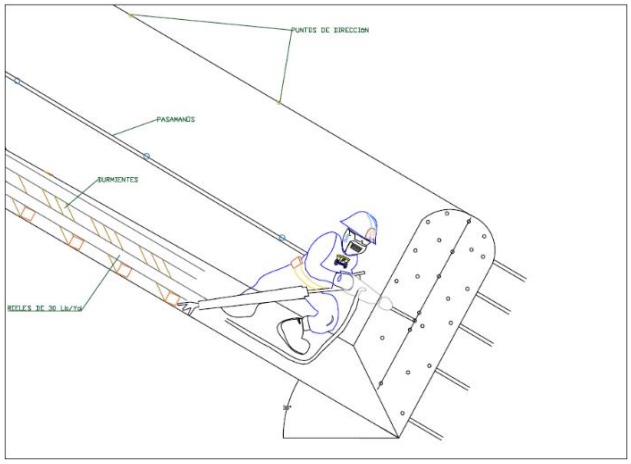
Para la construcción y ejecución del inclinado IC-401, se instalará primero un winche eléctrico de izaje con todos los componentes en el nivel 4(2300 msnm).

El avance en el inclinado IC-401 se realizará como en un frente horizontal, pero con una inclinación de 30°. Se empleará una perforadora jackleg con barrenos de 4’ para el frente, de 6’ para el sostenimiento y de 3’ para taladros de servicio (dirección, alcayatas, línea mensajera y pasamanos).

En la Minera San Luis, se optimizará la voladura mediante el uso del Emulnor (1¼" x 12"), destacado por su alta densidad y estabilidad química, ideales para maximizar la energía en taladros bajo condiciones geológicas complejas. Como un sistema de iniciación Carmex, una solución convencional para la fragmentación controlada de roca.

Figura **14**

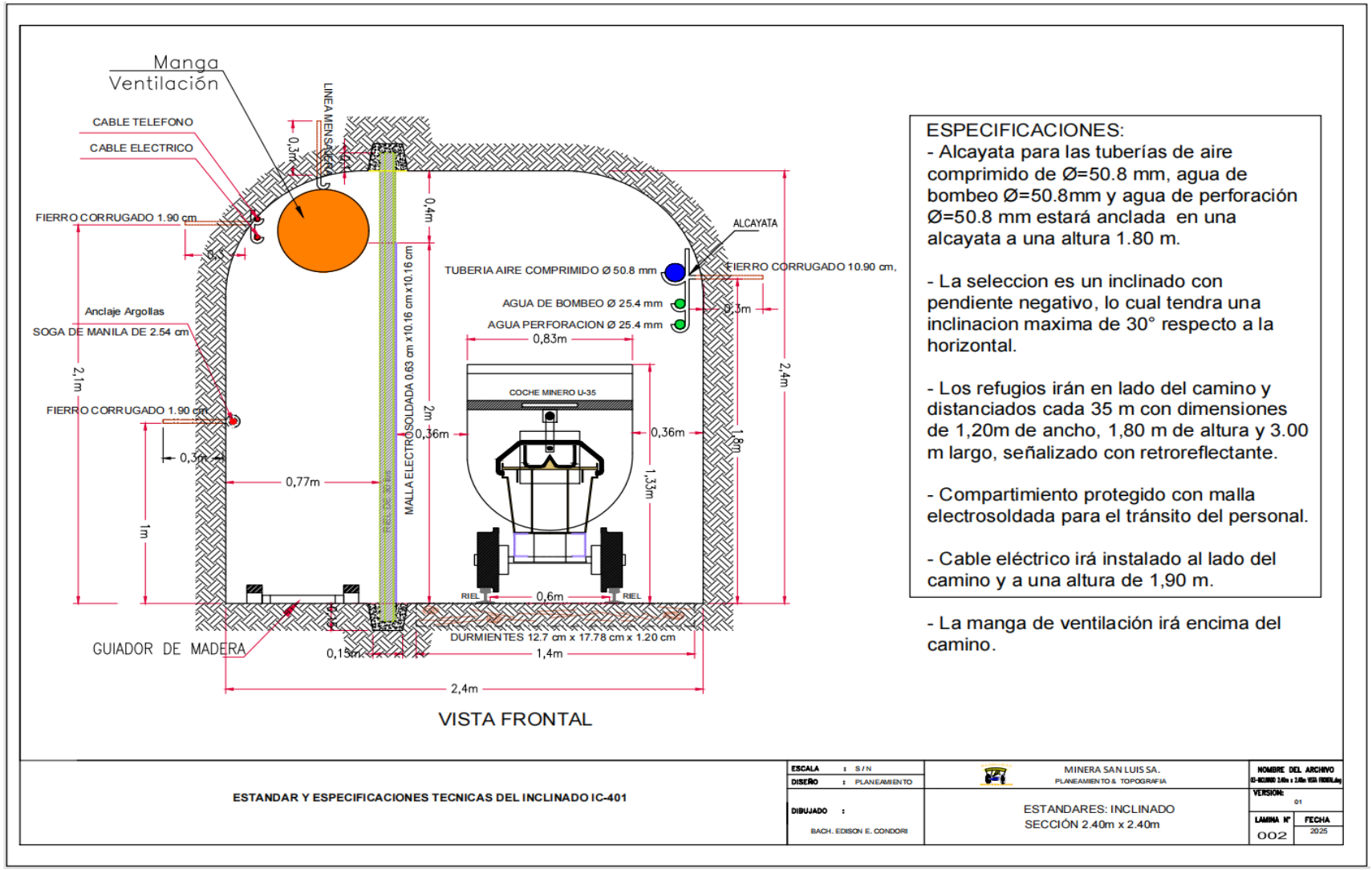
Perforación en el inclinado.



Fuente: Elaboración propia

Figura 15

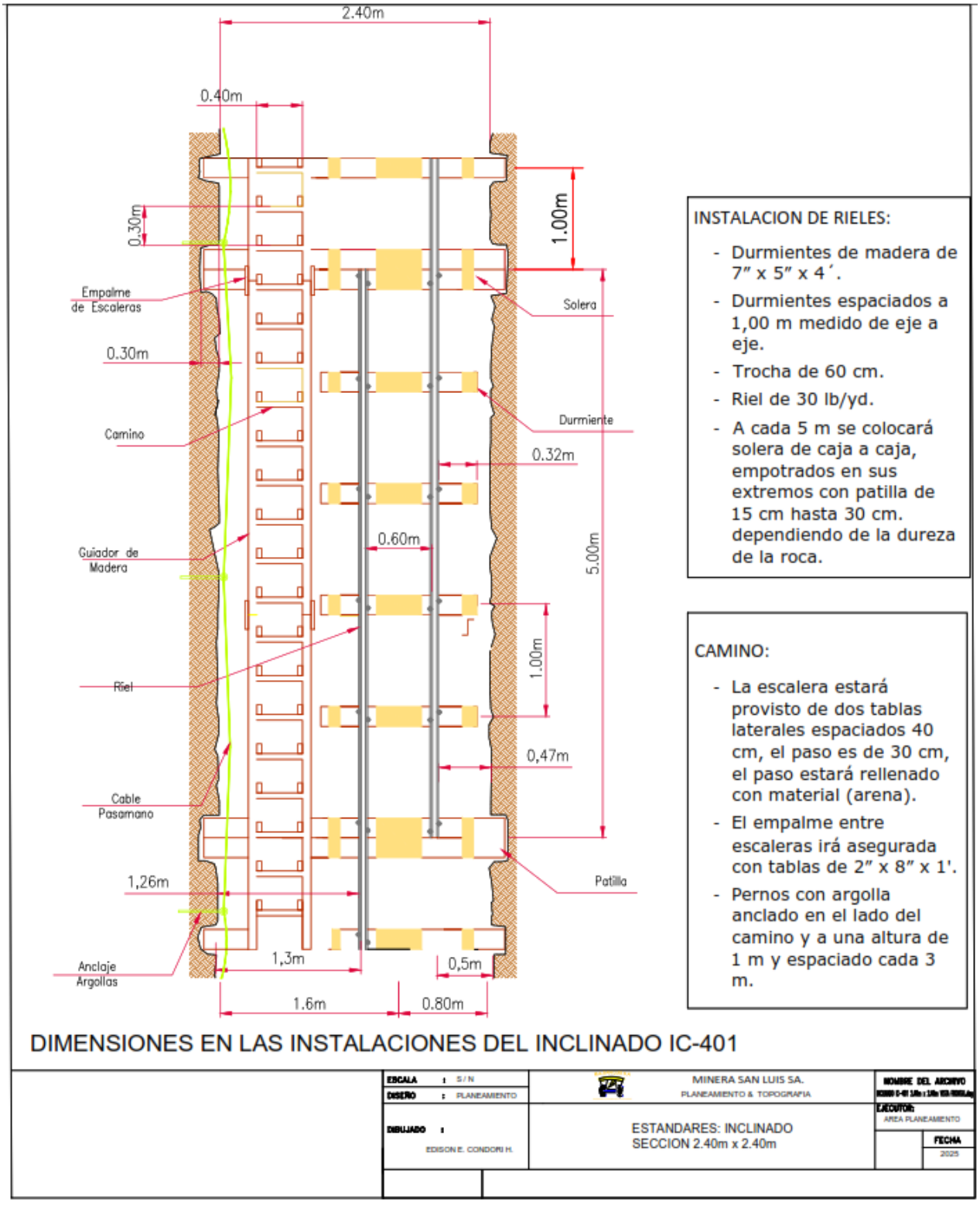
Estándar y especificaciones técnicas.



Fuente: Departamento de operaciones de Minera San Luis "estándar operativo".

Figura 16

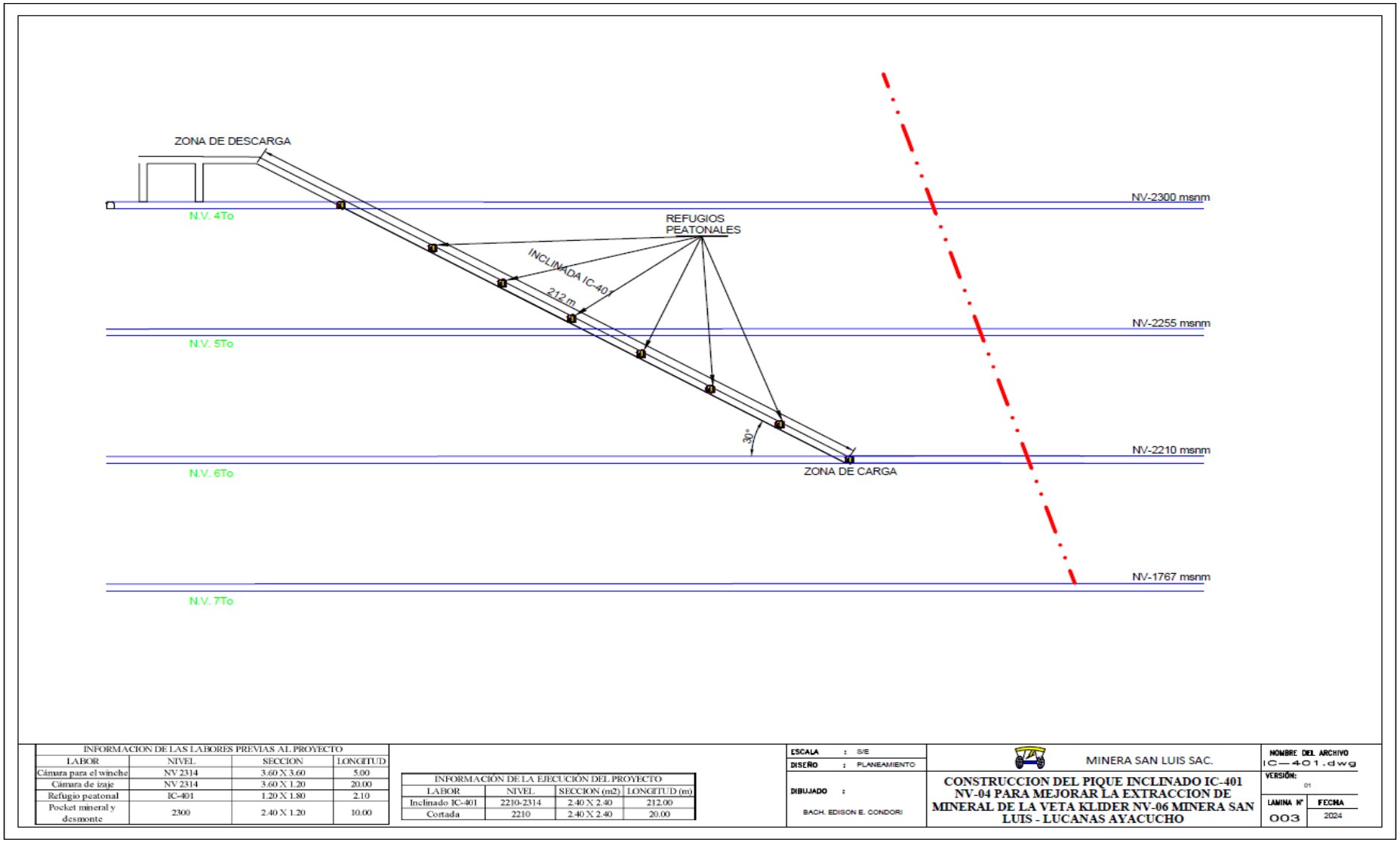
Dimensiones en las instalaciones del IC-401.



Fuente: Departamento de operaciones de Minera San Luis "estándar operativo".

Figura 17

Refugios peatonales en el inclinado.



Fuente: Elaboración propia

4.2.10. Sistema de izaje antiguo de la veta Klider.

La compañía Minera San Luis realiza su extracción de manera artesanal, su sistema es por un medio de baldes de jebe con una capacidad de 0.0962 Tm, izadas por medio de una polea mostradas en la siguiente fig. 18.

Figura 18

Labor pique vertical veta Klider.

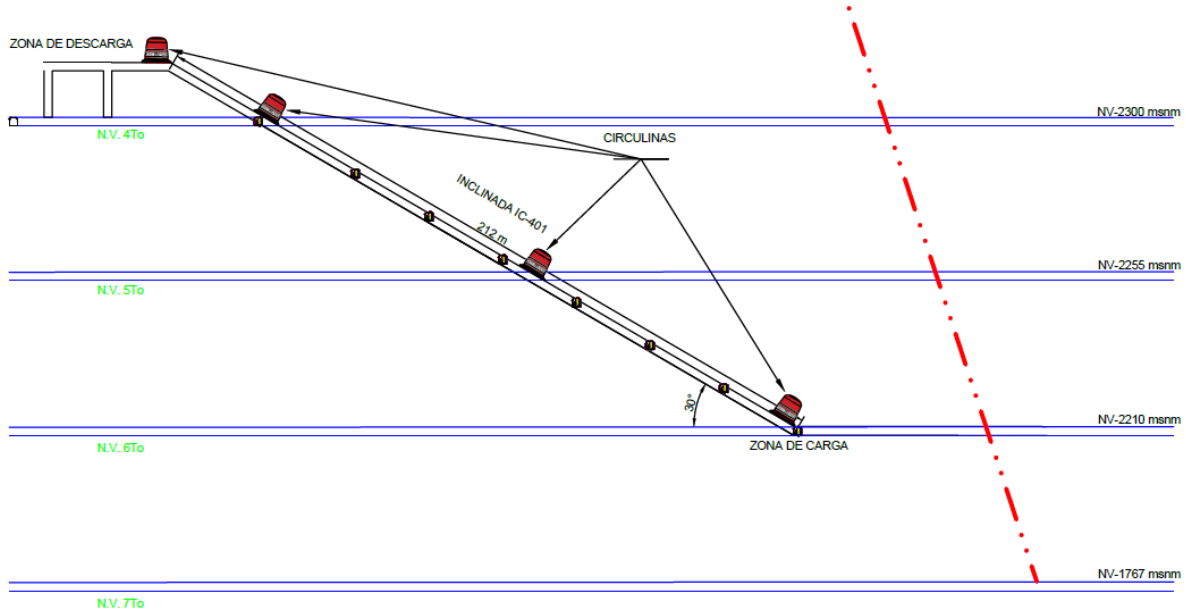
Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

4.2.11. Diseño del sistema de izaje para el inclinado.

El diseño del sistema de izaje para el inclinado implementó un sistema de transporte para el carro minero U-35, el cual integró circulinas y alarmas (dispositivos de alerta temprana para emergencias) controlados mediante pulsadores, ubicados estratégicamente en puntos críticos del socavón, incluyendo los refugios de seguridad mostrados en las figuras 19 y 22.

Figura 19

Circulinas en el inclinado IC-401.



Fuente: Elaboración propia

4.3. OPERACIONES UNITARIAS EN LA CONSTRUCCIÓN DEL IC-401

4.3.1. Perforación

La perforación constituye la fase primaria y más determinante en la construcción del inclinados. Su ejecución requiere máxima precisión operativa para asegurar la eficacia de la voladura posterior.

Actividades:

Es necesario marcar la dirección, la inclinación y el contorno de la sección que se va a perforar, así como la malla de perforación. Se emplearán perforadoras Jackleg, utilizando varillas de diferentes longitudes (3’, 4’ y 6’), broca 42 mm (ver diseño de perforación fig. 20). Es importante perforar los agujeros de inicio, ya que son clave para que la voladura sea eficaz,

usando el método de corte quemado. Considerando la calidad de la roca para prevenir zonas de roca remanente no volada y asegurando el paralelismo adecuado de los taladros.

4.3.2. Numero de taladros

Las perforaciones requeridas, se implementará la formulación técnica desarrollada por EXSA, la cual se indica a continuación.

$$\text{N° tal} = (\frac{\text{P}}{\text{Dt}}) + (c\ x\ s)$$

En donde:

- ***Nt***: Número total de taladros.
- **P**: Perímetro de frente inclinado.
- **Dt**: Espaciamiento entre los taladros ver tabla 6.
- **C**: Factor de roca, que varía según tipo de roca.
- **S**: Área de la sección de frente.

Tabla 10

Coeficiente para determinar los valores de "Dt y C"

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)	C
Dura	0.50 a 0.55	2
Intermedia	0.60 a 0.65	1.5
Blanda o suave	0.70 a 0.75	1

Fuente: Manual práctico de voladura, Soluciones exactas (2019).

4.3.2.1. Cálculo de cantidad de taladros.

El cálculo de la cantidad de taladros necesarios para la voladura del inclinado se realiza utilizando los datos de campo que se presentan en la Tabla 7:

Tabla 11

Parámetros del inclinado.

Parámetro General del inclinado IC-401	
Ancho de labor	2.40 m
Altura de labor	2.40 m
Longitud de inclinado	212 m
Tipo de roca	II
RMR	66
Longitud de perforación	4 pies
Eficiencia de perforación	96%
Eficiencia de voladura	94%
Esponjamiento mineral	35%
Esponjamiento desmonte	40%
Peso específico de mineral	2.7
Peso específico de desmonte	2.4

Fuente: Elaboración propia.

Área de sección

A = Ancho de labor x Altura de labor

A = 2.40 x 2.40 = 5.8 m2.

Perímetro del frente

P=4√A = 4√5.76 = 9.6m

Los valores presentados a continuación derivaron de los cálculos y de la tabla 6 y 7.

dt = 0.5; c = 2.00; s = 5.8 m2

- Reemplazando valores a la fórmula:

N° tal = (9.6/0.5) + (2.00 x 5.8)

N° tal = 19.2 + 11.6 = 30.8 ≈ 31 taladros/frente.

Para optimizar la fragmentación y la liberación eficiente de energía en la voladura, se diseñó un patrón de perforación de 33 taladros. Este diseño incluyó dos taladros adicionales a las 31 iniciales, basándose en la literatura técnica de Hustrulid (2010) para mejorar la cobertura energética y asegurar una fractura completa del macizo rocoso.

Además, se implementaron cinco taladros de alivio, cuatro en la parte superior para sobrefragmentar su forma, facilitando su caída, y uno central (taladro rimado) que actuó como cara libre inicial. Esta disposición estratégica, también respaldada por Hustrulid (2010), ayudó a crear un espacio para la expansión de los gases de la voladura, garantizando una fragmentación más uniforme y controlando la estabilidad del frente de excavación.

4.3.2.2. Cálculo del burden y espaciamiento de taladros.

Para lograr un cálculo exacto de la carga y el espaciamiento en explosiones, se fundamenta en el uso de normas prácticas y sugerencias de expertos de EXSA. Esto busca mejorar la distribución de la energía y asegurar que los resultados sean seguros y eficaces a través de la utilización de la tabla 12.

Tabla 12

Fórmulas para calcular burden y espaciamiento.

Sección de corte	Valor de Burden	Valor de Espaciamiento
Primera	B1 = 1.7 x D2	E1 = B1 x √2
Segunda	B1 = B1 x √2	E2 = 1.5 x B2 x √2
Tercera	B1 = 1.5 x B2 x √2	E3 = 1.5 x B3 x √2
Cuarta	B1 = 1.5 x B3 x √2	E4 = 1.5 x B4 x √2

Fuente: Manual práctico de voladura, Soluciones exactas (2019).

De acuerdo a la tabla 12 se tiene:

B = Burden (m)

E = Espaciamiento.

D2 = Diámetro del taladro de alivio.

Diámetro del taladro de alivio (D) es igual a 42 mm.= 4.2 cm

Cálculos detallados en las fórmulas se tiene:

- 1 Burden (B_1):

  B1 = 1.7 × 4.2 cm = 7.14 cm

- 1° Espaciamiento (S_1):

  S1 = 7.14 cm × 1.4 = 10.10 cm

- 2 Burden (B_2):

  B2 = 7.14 cm × 1.4 = 10.10 cm

- 2° Espaciamiento (S_2):

  S2 = 1.5 × 10.1 cm×1.4 = 21.43 cm

- 3 Burden (B_3):

  B3 = 1.5×10.1 cm×1.4 = 21.43 cm

- 3° Espaciamiento (S_3):

  S3 = 1.5 × 21.43 cm × 1.4 = 45.53 cm

- 4 Burden (B_4):

  B4 = 1.5 × 21.43 cm × 1.4 = 45.53 cm

- 4° Espaciamiento (S_4):

S4 = 1.5 × 45.53 cm × 1.4 = 96.66 cm

Resultados finales (redondeo práctico al cm más cercano) mostrado en tabla 9:

4.3.3. Voladura.

Para la preparación de los taladros en el frente, se emplearán explosivos de emulsión, específicamente las variedades Emulnor 1000, 3000 y 5000. Los componentes auxiliares para la iniciación incluyen Carmex de 7 y 8 pies, además de Cordón de Ignición o mecha rápida de ignición Z-18. A continuación, se especifican las propiedades técnicas de los materiales mencionados, tal como se detalla en la Tabla N°13 y 14.

Tabla 13

Explosivos y accesorios

Materiales	**Unidades por caja**	**Peso total por caja (kg)**
Emulnor 3000 1” x 12”	144	25.00
Emulnor 5000 1” x 12”	144	25.00
Carmex 2.10 m (7')	300	16.10
Carmex 2.40 m (8')	300	18.30
Mecha rápida m (Z-18)	1500	10.35

Fuente: Explosivos de Famesa (2023).

Tabla 14

Selección de explosivos según el tipo de roca

Clasificación de roca	**Explosivo recomendado**
Muy suave	Emulnor 500
Suave a intermedia	Emulnor 1000
Intermedia a dura	Emulnor 3000
Muy dura	Emulnor 5000

Fuente: Explosivos de Famesa (2023).

4.3.3.1. Cálculo de Masa Explosiva.

Considerando las propiedades geomecánicas de los sectores de trabajo y la competencia litológica, se definen los siguientes escenarios operativos mostrados en las tablas 15 y 16:

Tabla 15

Densidad de carga según diámetro de taladro.

Diámetro del taladro (mm)	Densidad de carga (kg/m³)
30	1.10
40	1.30
50	1.50

Fuente: Manual práctico de voladura de Soluciones exactas (2019).

Tabla 16

Factor de carga según dimensión del túnel y tipo de roca

Superficie del túnel (m²)	Explosivo estimado (kg/m³ de roca)		
m2	Dura	Intermedia	Blanda/Suave
1 a 5	3.00 - 2.50	2.20 - 1.80	1.50 - 1.00
5 a 10	2.50 - 2.00	1.80 - 1.40	1.00 - 0.80
10 a 20	2.00 - 1.70	1.40 - 1.00	0.80 - 0.50
20 a 40	1.70 - 1.40	1.00	0.50 - 0.40

Fuente: Manual práctico de voladura de Soluciones exactas (2019).

4.3.3.2. Determinación del factor de voladura

Factor de carga:

Densidad del material removido: 2.4 TM/m³

Longitud de perforación: 4’ = 1.22 mts

Perforación real:

Con una eficiencia del 96%, la perforación real sería:

Perforación efectiva o Lt=1.22 m×0.96=1.17 m

Longitud de taco

1/3 x (1.17) = 0.39 m

Longitud de carga

2/3 x (1.17) = 0.78 m

Avance por disparo

Avance/disparo = Lt x Efv

Lt=1.17m

Efv=94% (eficiencia de factor de voladura)

Av/Dis = 1.17 m x 0.94 = 1.09m

Cartuchos por taladro

$$\text{Total de cartuchos} = \frac{\text{L cargada}}{\text{L exp}}$$

Lexp=0.30m

Cartuchos totales =0.78/0.30 = 2.6

Se colocará 3 cartuchos de emulsor por taladro.

Número total de cartuchos por frente

N° tot/fre = 3cart/tal x 32tal = 96cart

Peso total de los cartuchos

Wtc = N°tot/fre x Wcartucho

Wcartucho = 0.176kg/cart

Wtc = 96 cart x 0.176kg/cart = 16.896 kg

Carga por taladro

Qc/tal = 16.896kg/32 tal = 0.53 kg/tal

Asegurando que cada taladro reciba 0.53 kg

Volumen roto

Vr = A x (Av/Dis) x Fesp

Vr = 5.28 x 1.04 x 1.3 = 7.139 m3

Factor de carga

$$Fc = \frac{\text{Wtc}}{\text{Vr}}$$

Fc= 16.896 Kg/7.139 m3 = 2.37 Kg/m3

Se necesitan 2. 37 kg de explosivo para cada metro cúbico de roca volada.

Factor de voladura

La conexión entre la cantidad de explosivo empleado y el volumen de roca que es volada.

$$Fv = \frac{Factor\ de\ carga}{\text{peso especifico del desmonte}}$$

Pe desmonte = 2.4 Ton/m3 =2400 kg/m3

$$\text{Fv} = \frac{2.37\ \text{Kg/m3}}{2400\ \text{Kg/m3}}\ \text{x}\ 1000$$

$$\text{Fv} = 0.99\ \text{Kg/ton}$$

Se requiere 0.99 kg de explosivo para volar una tonelada de roca.

Factor de carga lineal.

avance por disparo = 1.04 m/disp.

$$\text{Factor de carga lineal} = \frac{16.93\ \text{Kg/disp}}{1.04\text{m/disp}}$$

$$Factor\ de\ carga\ lineal = \ 16.28\ Kg/m$$

Se requiere 16.28 kg de explosivo para cada metro lineal avanzado en el túnel.

4.3.4. Planificación de carga explosiva para perforaciones del inclinado IC-401

Para garantizar la iniciación efectiva, las perforaciones se cargarán con Emulnor 5000, optimizando así la eficiencia energética de la voladura. En las ayudas y sobre ayudas, se utilizará Emulnor 5000 y 3000, equilibrando la potencia y asegurando un mejor control en la fragmentación de la roca. Para los cuadradores se colocará Emulnor 3000 y la corona, se colocará Emulnor 1000, lo que permitirá realizar la voladura minimizando la sobre excavación y protegiendo la geometría del túnel.

La tabla 17 refleja cómo se distribuye el explosivo en los distintos tipos de taladros para obtener un arranque controlado. Cada tipo de taladro cumple un rol específico en la secuencia de voladura de la roca, lo que permite alcanzar la sección proyectada.

Tabla 17

Distribución de carga para cada taladro.

DISTRIBUCION CARGA POR TALADROS					
DISTRIBUCION DE TAL.	**N° Tal.**	**Cart/Tal**	**E-3000 1 1/4"x12" PESO DEL EXPLOSIVO EN Kg**	**E-5000 1 1/4"x12"**	**PESO DE CARGA DE TALADRO**
			0.173	**0.176**	
ALIVIO	5				
ARRANQUE	3	3		9	1.584
1° AYUDA	4	3		12	2.112
SOBRE AYUDA	4	3	4	8	2.100
PRODUCCION	9	3	12	6	3.132
CUADRADOR	4	3	8	4	2.088
CORONA	5	3	10	5	2.590
ARRASTRE	4	3		12	2.112
TAL. PERFORADOS	38				
TAL. CARGADOS	33				
TOTAL			34	56	15.718
TOTAL DE TALADROS CARGADOS				90	

Fuente: Elaboración propia.

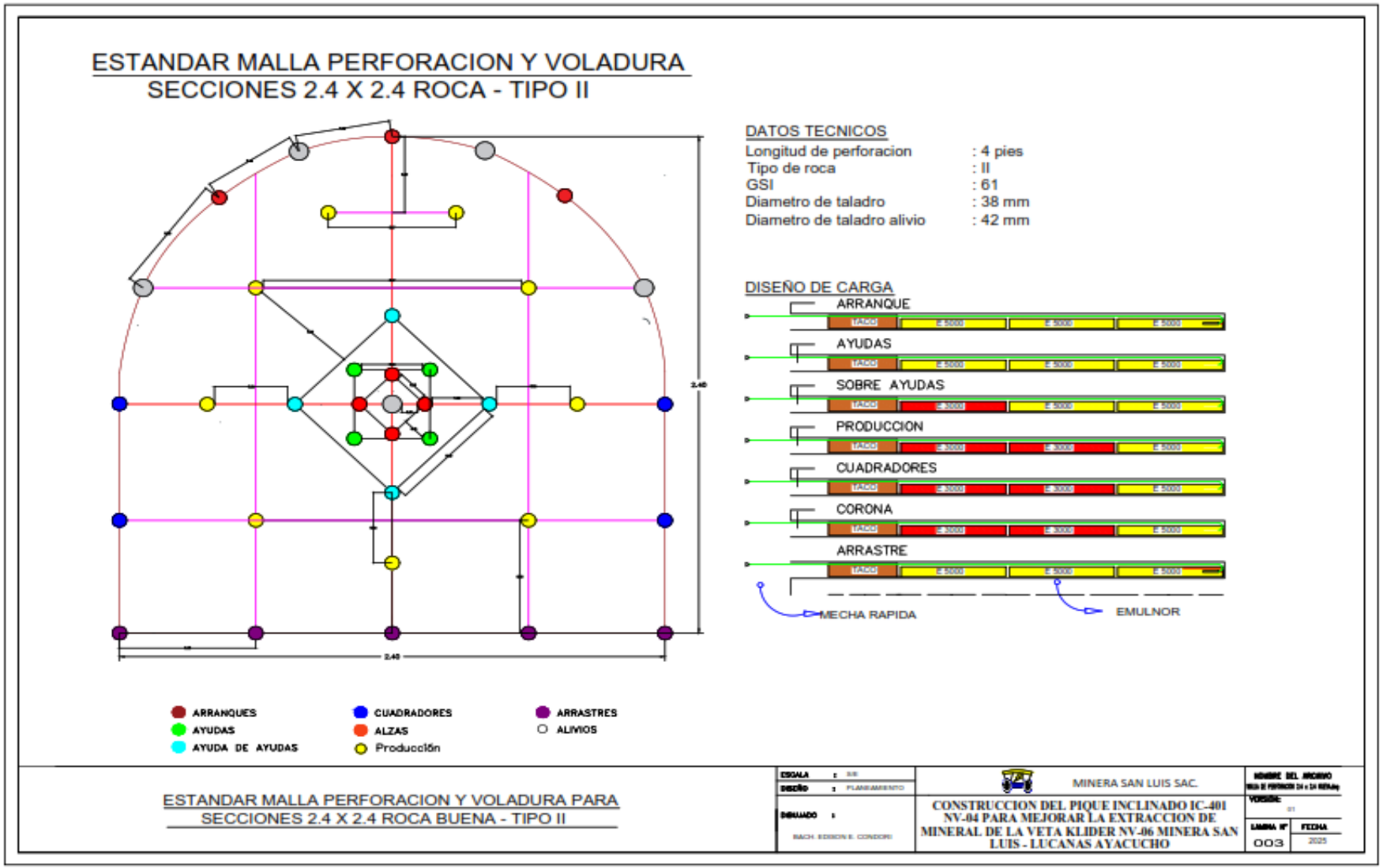
4.1.VENTILACIÓN

En el frente de trabajo, la ventilación será primordial para la construcción del inclinado, generando un ambiente de trabajo optimo.

Los cálculos se realizarán conforme al D.S. N° 024-2016-EM modificado por D.S. N° 034-2023-EM, en respecto al anexo 38.

Figura 20

Diseño de taladros.



Fuente: Elaboración propia.

$$Qto = Qt1 + Qfu$$

Donde:

Q_{To}: Caudal total para la operación (m³/min).

Q_{T1}: Sumatoria de caudales requerido (personal, temperatura, explosivos).

Q_{Fu}: 15% de Q_{T1} (pérdidas por fugas)

4.1.1. Caudal por el número de trabajadores (QTr).

Según el D.S. N° 024-2016-EM modificado por D.S. N° 034-2023-EM (Anexo 38), el caudal se calcula como:

$QTr = F \times N$ (m³/min)

Tabla 18

Requerimientos Mínimos de Ventilación por hombre.

1	De 1,500 a 3,000 msnm aumentará en 40% que será igual a 4 m³/min
2	De 3,000 a 4,000 msnm aumentará en 70% que será igual a 5 m³/min
3	Sobre los 4,000 msnm aumentará en 100% que será igual a 6 m³/min

Nota. Datos técnicos adaptados del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería D.S. N° 024-2016-EM modificado por D.S. N° 034-2023-EM, p. 120.

F: 5 m³/min (a 3200 msnm, según tabla 18 actualizada).

N: 9 trabajadores (se verifica en la tabla 19).

Cálculo corregido:

$QTr = 5\ m^3/min \times 9 = 45\ m^3/min$ (≈1,589 CFM)

Tabla 19

Trabajadores por guardia en el inclinado IC-401.

Ocupación	Día	Noche
Perforista	1	1
Ayudante Perforista A	1	1
Ayudante Perforista B	1	1
Winchero	1	1
Ayudante Winchero	1	1
Carrilano-Enmaderador	1	1
Supervisor	1	1
Topógrafo	1	0
Capataz	1	1
Total	9	8

Fuente: Elaboración propia.

4.1.2. Flujo de aire por uso de explosivos (QEx)

La cantidad de flujo requerida para el uso de explosivos se determinará:

$Q_{Ex} = A \times V \times N$ (m³/min)

A: Área promedio = 5.76 m².

V: Velocidad mínima = 25 m/min (explosivos tipo emulsión).

N: Niveles de voladura = 2.

QEx=5.28 m2 × 25 m/min × 2 = 264 m³/min (≈9,324 CFM)

4.1.3. Cálculo de caudal por temperatura en labores de trabajo (QTe)

Fórmula:

$$Q_{Te} = Vm \times A \times N(m^3/min)$$

Vm: velocidad de enfriamiento

Velocidad mínima 30 m/min para temperaturas seca >23°C.

A: 5.28 m².

N: Numero de frentes en voladura

Solo 1 frente requiere refrigeración (> a 23°)

Q_{Te} = 30 m/min × 5.28 m2 × 1 = 158.4 m³/min (≈5,593 CFM)

Caudal total requerido

Tabla 20

Parámetros de caudal

Parámetro	**m³/min**	**CFM**
Caudal vital (Q_{Tr}+Q_{Te})	203.4	7,183
Caudal complementario (Q_{Ex})	264	9,324
Pérdidas por fugas (Q_{Fu})	30.51	1,077
Caudal total (Q_{To})	233.91	8,260

Nota: Este término engloba todo el aire necesario para operar de forma segura, incluyendo el mínimo para respirar, el requerido por equipos y compensando las fugas inevitables. Representa la capacidad que debe tener el sistema de ventilación.

El flujo para maquinaria diésel y el uso de madera es nulo, ya que en la construcción del inclinado IC-401 y demás labores no se requieren

Se toma el mayor de los resultados, que corresponde al caudal complementario de 9,324 CFM, a este valor se le suma el 15% por fugas (1,398.6 CFM), obteniendo un total de 10,723 CFM. Por lo tanto, El aire necesario para llevar a cabo la construcción en el inclinado IC-401 y los trabajos preparatorios es de 10,723 CFM, utilizando un conducto de ventilación (manga de ventilación) de 18 pulgadas de diámetro.

4.2. PROCEDIMIENTOS OPERATIVOS

Tras la voladura, la secuencia operativa estandarizada comprende: ventilación forzada para eliminar gases y polvo, supresión de polvo mediante mojado o regado del frente, y finalmente el desatado de rocas para garantizar la estabilidad del techo y frontón, utilizando barretillas de acuerdo a los procedimientos de seguridad (PETS) y la normativa vigente.

4.2.1. Limpieza

La extracción del material volado se realiza mediante carga manual en carros mineros, izaje hasta un nivel superior, transferencia a un bolsillo y transporte final con locomotora hasta el botadero. Simultáneamente, Se instalará una bomba sumergible para eliminar agua residual, asegurando condiciones seguras y eficientes.

4.2.2. Sostenimiento.

La evaluación geomecánica del estudio, adaptada a roca tipo II, el sostenimiento tendrá pernos helicoidales de 5 pies y 22 mm de diámetro, combinadas mediante mallas electrosoldadas de 4’’ de cocada, calibre N° 8 (4.2 mm), con rollos de 2 m x 25 m por ser labor presentante.

El colocado del sostenimiento en el inclinado IC-401 de una sección 2.4m x 2.4 m, la distribución de los pernos se realizarán según la tabla 21

Tabla 21

Márgenes de cuadro de instalación de pernos de anclaje según tipo de roca.

Tipo de Roca	Calidad del macizo	Distancia entre pernos (m)	Longitud del perno (m)	Observaciones
Roca competente	Muy buena a buena	1.2 × 1.2 a 1.5 × 1.5	1.5 – 2.4	Puede requerir menor densidad de sostenimiento

Tipo de Roca	Calidad del macizo	Distancia entre pernos (m)	Longitud del perno (m)	Observaciones
Roca de calidad media	Regular a deficiente	1.0 × 1.0 a 1.2 × 1.2	1.8 – 2.4	Se refuerza con malla metálica en techos
Roca pobre o muy fracturada	Mala a muy mala	0.8 × 0.8 o más cerrada	2.4 – 3.0 o más	Uso de pernos más largos y resina/cemento
Zona de falla o roca blanda	Extremadamente mala	≤ 0.7 × 0.7	≥ 3.0	Requiere además malla, shotcrete o cimbra

Fuente: Sostenimiento de excavaciones subterráneas en roca Dura, *Hoek y otros (2000).*

La distribución es de 4 pernos distribuidos en toda la sección del inclinado y en el tercer disparo tendrá 3 filas de pernos, 2.5m x 3 m. Para la implementación de los pernos helicoidales, con una dosificación de cada perno tendra 2 resinas y 4 cementos. Las mallas electrosoldadas se colocarán de manera puntual en los lugares que se requiera.

La distribución de pernos se ilustra en la fig. 21 y 22.

Figura 21

Instalación de pernos helicoidales.

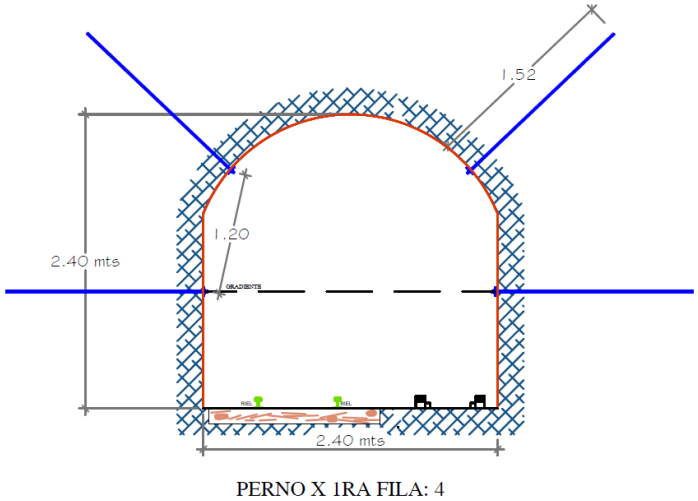
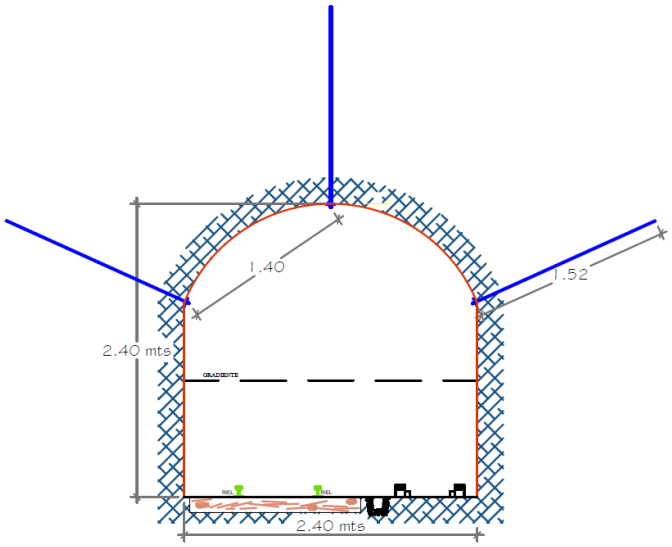


Figura 22

Diseño de instalación de pernos helicoidales.



Fuente: *Elaboración propia*

4.2.3. Bombeo

Durante la fase de construcción, el agua se evacuará principalmente junto a la carga en el carro minero U35 o mediante una bomba electrica si es que esta la amerita en su momento. Sin embargo, una vez concluida la construcción, se requiere un sistema más eficiente y permanente, como una bomba eléctrica de 15 a 20 HP, cuya capacidad dependa del flujo de agua que esté disponible cuando sea necesario.

4.2.4. Servicios para la profundización del inclinado

Una vez completada la limpieza y sostenimiento, se ejecutarán las instalaciones de la línea de cauville según el diseño técnico presentado, asegurando la continuidad y profundización del inclinado. Este proceso incluirá las siguientes etapas:

- Diseño e implementación de la línea de cauville:

- Montaje de longarinas de soporte para sostener la estructura de rieles.
- Colocación de tuberías, servicio (aire y agua), manteniendo distancias seguras para operaciones de perforación.
- Prolongación progresiva de la manga de ventilación para garantizar el flujo de aire óptimo.

Las instalaciones para trabajos preliminares seguirán los mismos estándares.

4.3. MANO DE OBRA CALIFICADA

La planificación de recursos humanos, equipos y herramientas es fundamental para garantizar eficiencia y seguridad operativa. Para ejecutar trabajos de 12 horas en el inclinado minero IC-401, se requiere:

Personal calificado

Equipos especializados

Herramientas específicas para perforación y actividades relacionadas

El personal de construcción se distribuirá en dos turnos (día y noche).

Tabla 22

Personal por turno

Obreros	**Guardia**	
	Día	Noche
Perforista	1	1
Asistente perforista A	1	1
Asistente perforista B	1	1
Winchero	1	1
Asistente winchero	1	1
carrilano - Enmaderador	1	1
carrilano - Enmaderador	1	1

Fuente: Elaboración propia.

4.4. EQUIPOS Y HERRAMIENTAS

Para la construcción del inclinado IC-401, requerida son los siguientes equipos:

Tabla 23

Herramientas a emplear.

Obreros	**Guardia**
Winche eléctrico	1
Perforadora Jack leg	1
Vagon minero U-35	1
Ventiladora	1
Bomba neumatica	1
Plataforma	1

Fuente: Elaboración propia

Equipamiento Fundamental para Operaciones de Perforación

Para complementar las actividades de perforación y otras labores en el inclinado, se requiere el siguiente conjunto de herramientas y accesorios:

- **Barrenos de 4’ y 6’:** Utilizados para la perforación en el frente de trabajo.
- **Atacadores de madera:** Herramientas para compactar explosivos en los taladros de perforación.
- **Cordel:** Servirá para señalar la inclinación y el punto de referencia durante la perforación.
- **Llave Stillson N° 14:** Utilizada para el ajuste y desmontaje de tuberías y accesorios.
- **Saca barrenos:** Herramienta para extraer los barrenos de los taladros de perforación.
- **Cucharilla de fierro corrugado:** Utilizada para la limpieza de detritos en los taladros.
- **Pala tipo cuchara:** Herramienta para la limpieza y despeje de áreas de trabajo.
- **Picos:** Utilizados para el desbroce y preparación del terreno.

- **Caja de herramientas:** Para guardar y transportar herramientas de mano.
- **Combo de 12 lb:** Herramientas para el quebrantamiento de roca y otras labores de fuerza.

4.5. IMPLEMENTACIÓN DE IZAJE.

4.5.1. Cálculo del cable adecuado y su peso

La selección del cable idóneo se fundamentará en las condiciones de carga mineral, puesto que esta operación implica el mayor peso unitario por desplazamiento. Por consiguiente, se calculará la tensión máxima que el cable debe resistir, acorde a las características específicas del izaje.

Dado que cada vagón minero tiene una capacidad máxima de 1.65 toneladas, se utilizarán dos unidades para transportar eficientemente la producción objetivo.

Considerando la implementación de un cable tipo "Boa 6x19" con diámetro "d" (expresado en centímetros), se aplicarán ecuaciones de masa-fuerza en función del diámetro, empleando los coeficientes técnicos indicados en la tabla 24.

Tabla 24

Diseño del Inclinado IC-40.

Parámetro	**Cantidad**	**Unidad**
Angulo de inclinación	30°	Grados (°) sexagesimales
Longitud total	212	m
Sección	2.4mx2.4m	m

Fuente: *Elaboración propia.*

Tabla 25

Cables de acero tipo boa serie 6x19.

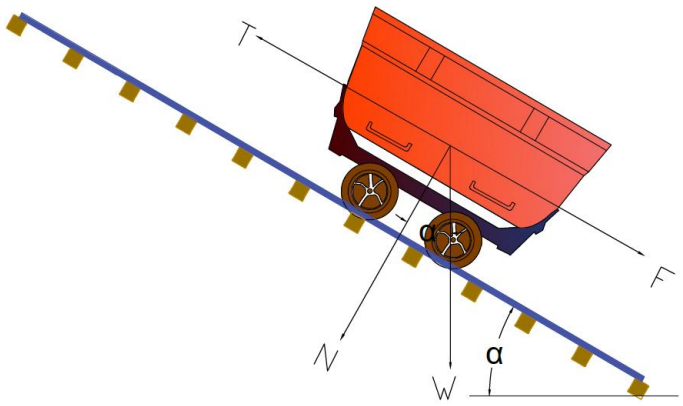
Diámetro en Pulgadas	**Diámetro en mm**	**Peso Kg/ml**	**Resistencia Ruptura en Toneladas**		**Peso: Kg por metro lineal**	**Resistencia Ruptura Garantizada IPS**
			IPS	**EIPS**		
1/8" Ø	3.20 mm Ø	0.04	0.69 Ton.	0.77 Ton.	0.04 Kg/ml	0.63 Ton.
3/16" Ø	4.80 mm Ø	0.10	1.43 Ton.	1.60 Ton.	0.08 Kg/ml	1.40 Ton.
1/4" Ø	6.40 mm Ø	0.17	2.67 Ton.	3.08 Ton.	0.16 Kg/ml	2.49 Ton.
5/16" Ø	8.00 mm Ø	0.27	4.16 Ton.	4.78 Ton.	0.24 Kg/ml	3.86 Ton.
3/8" Ø	9.50 mm Ø	0.39	5.95 Ton.	6.85 Ton.	0.35 Kg/ml	5.53 Ton.
7/16" Ø	11.50 mm Ø	0.52	8.07 Ton.	9.25 Ton.	0.48 Kg/ml	7.50 Ton.
1/2" Ø	13.00 mm Ø	0.68	10.40 Ton.	12.10 Ton.	0.63 Kg/ml	9.71 Ton.
9/16" Ø	14.50 mm Ø	0.88	13.20 Ton.	15.20 Ton.	0.79 Kg/ml	12.20 Ton.
5/8" Ø	16.00 mm Ø	1.07	16.20 Ton.	18.70 Ton.	0.98 Kg/ml	15.10 Ton.
3/4" Ø	19.00 mm Ø	1.55	23.20 Ton.	26.70 Ton.	1.41 Kg/ml	21.60 Ton.
7/8" Ø	22.00 mm Ø	2.11	31.40 Ton.	36.10 Ton.	1.92 Kg/ml	29.20 Ton.
1" Ø	26.00 mm Ø	2.75	40.70 Ton.	46.90 Ton.	2.50 Kg/ml	37.90 Ton.
1 1/8" Ø	29.00 mm Ø	3.48	51.30 Ton.	59.00 Ton.	3.17 Kg/ml	47.70 Ton.
1 1/4" Ø	32.00 mm Ø	4.30	63.00 Ton.	72.50 Ton.	3.91 Kg/ml	58.00 Ton.
1 3/8" Ø	35.00 mm Ø	5.21	75.70 Ton.	87.10 Ton.	4.73 Kg/ml	70.50 Ton.
1 1/2" Ø	38.00 mm Ø	6.19	89.70 Ton.	103.00 Ton.	5.63 Kg/ml	83.50 Ton.
1 5/8" Ø	42.00 mm Ø	7.26	104.00 Ton.	120.00 Ton.	6.61 Kg/ml	97.10 Ton.
1 3/4" Ø	45.00 mm Ø	8.44	121.00 Ton.	139.00 Ton.	7.66 Kg/ml	112.00 Ton.
1 7/8" Ø	48.00 mm Ø	9.67	138.00 Ton.	158.00 Ton.	8.80 Kg/ml	128.00 Ton.
2" Ø	52.00 mm Ø	11.00	156.00 Ton.	180.0 Ton.	10.0 Kg/ml	145.00 Ton.

Fuente: *Catálogo de productos, fabricación y distribución.* (Corepsa, 2024).

Esta tabla es una herramienta esencial para el dimensionamiento seguro de sistemas mecánicos que utilizan cables de acero. Su uso previene fallas estructurales, optimiza la selección de materiales y asegura el cumplimiento de normas de seguridad industrial

Figura 23

Diagrama de cuerpo libre.



Fuente: Elaboración propia.

$$F = W\text{sen}\alpha \quad T = -W\text{sen}\alpha \quad N = W\cos\alpha$$

4.5.2. Cálculo de la carga total (W):

La carga total (*W*) se compone de la adición de tres elementos: la masa del vagón vacío, el peso del mineral transportado y la masa del cable de izaje

a) Peso del mineral:

Peso del mineral = **2,729 kg**.

b) Peso del carro vacío:

Peso del carro vacío = **620 kg**.

c) Peso del cable de ¾”

Longitud del cable 212m

Ver tabla 21 (el peso del cable es de 1.55 kilogramos por metro)

212m x 1.55 kg/m = **328.6 kg**

Carga total (*W*):

W = Peso del mineral + Peso del carro vacío + Peso del cable.

Sustituyendo los valores:

W = 2,730kg + 620kg + 328.6kg = **3,678.6kg.**

4.5.3. Cálculo del diámetro del tambor del cabrestante:

El diámetro de la tambora (*D*) se calcula utilizando la fórmula:

$$D = 40 \times d$$

donde:

d = Diámetro de cable en pulgadas.

a) Diámetro de cable (*d*):

Diámetro del cable = **3/4 de pulgada** (d =19 mm = 0.75 pulgadas). Ver tabla 25

b) Cálculo del diámetro de la tambora (*D*):

D = 40 x 0.75 = 30 pulgadas.

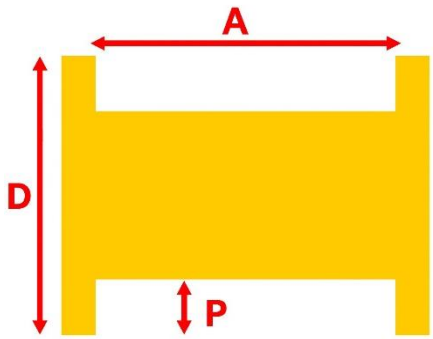
c) Conversión a pies:

30 pulgadas × (1 pies/12 pulgadas) = 2.5 pies.

Redondeando, se obtiene **3 pies**.

Figura 24

Esquema de una tambora.



Fuente: Elaboración propia

$$L = (P + D) \text{ x } P \text{ x } A \text{ x } K$$

donde:

- L = Extensión del cable en pies = **722'**.
- P = Profundidad del tambor en pulgadas = **10"**.
- D = Diámetro del tambor en pulgadas = **30"**.
- A = Anchura de la tambora en pies = ?
- K = Coeficiente de calibración para diámetros variables de cable= **0.67** (aplicable a cable de ¾ de pulgada).

$$A = \frac{\text{L}}{(P + D)PK}$$

$$A = \frac{722}{(10 + 30)X10X067} = \frac{722}{268} = 2.694 = 2.69$$

Redondeo de A:

A=2.69 pies se redondea a 3 pies.

Tamaño final de la tambora:

El tamaño de la tambora se expresa como ancho x diámetro:

Ancho (A) = 3 pies.

Diámetro (D) = 30 pulgadas = 2.5 pies (redondeado a 3 pies).

Por consiguiente, las dimensiones de la tambora serán:

3' x 4'

Nota: Este resultado evita el sobre apilamiento del cable de izaje en espacios confinados y reduce el desgaste por fatiga al minimizar la curvatura crítica durante operaciones repetitivas. El margen de seguridad adicional, alineado con normativas mineras, mitiga riesgos operativos.

4.5.4. Capacidad de carga

Es la carga máxima (en toneladas métricas - T) que puede transportar el vagón minero U35, calculada mediante la ecuación técnica proporcionada:

$$C = \frac{\mathrm{Vc}.\,\rho.\,\mathrm{fC}}{(1+e)}$$

- C = Capacidad de carga o carga (T)
- Vc= Volumen del carro minero U35 (m3) = 0.99 m3
- ρ= Densidad de la roca (t/m3) = 2.7 t/m3 “Masa por unidad de volumen del material rocoso. Indica cuántas toneladas ocupan 1 metro cúbico de roca in situ (sin fracturar).”
- fC = Factor de carga (%) = 85%

- e = Esponjamiento (%) = (0.35 mineral y 0.40 desmonte)

Ajuste de densidad por humedad (3%)

*P*miner = 2.7 t/m3 + 3% (3.1 t/m3) = 2.78 T/m3

*P*desm = 2.4 t/m3 + 3% (2.4 t/m3) = 2.47 T/m3

Cálculo de capacidad por carro

Mineral (e = 0.35)

$$C = \frac{(0.99\text{m3})(2.78\frac{\text{t}}{\text{m3}})(0.85)}{(1+0.35)} = 1.73T$$

Desmonte (e = 0.40)

$$C = \frac{(0.99\text{m3})(2.47\frac{\text{t}}{\text{m3}})(0.85)}{(1+0.40)} = 1.48T$$

Peso por viaje (2 carros)

Mineral

*P*mineral/viaje = 2carros × 1.73T/carro = 3.46 T/viaje

Desmonte

*P*desmonte/viaje = 2carros × 1.48T/carro = 2.96 T/viaje

Carga dinámica:

Peso de un vagon minero U35: 620 kg = 0.62 T.

Peso total de 2 vagones mineros vacíos

$$2 \times 0.62 = 1.24 \text{ T.}$$

Peso total (vagones mineros + peso mineral):

$$P\text{total} = 1.24T+1.73T = 2.97T$$

Componentes dinámicos

Peso del cable (3/4")

Para el cable de ¾ de pulgada su peso aproximado es de 1.042 Lb/pie (ver tabla 21)

Longitud del cable = 212 m.

Conversión a pies: 212 m x ·3.28084 pies/m = 695.54 pie

Peso total del cable = 695.54 x 1.042 lb/pie = 724.75 lb = 0.329T

Fuerza de aceleración cable

Se asume una aceleración de 1 pie/s² = 0.3048 m/s2

para no generan tensión que reduca la vida útil del cable, velocidades >0.5 m/s2 generaría esfuerzos dinámicos que estirarían las fibras de cable provocando fatiga metálica prematura

a) Para el mineral:

Masa = 3.46T

Fuerza = Masa x Aceleración

$$F\text{=3,460Kg x 0.3048 m/s2} = 1.054.6 \text{ N} = 0.108 \text{ T}$$

b) Para el desmonte:

Masa = 2.96 T

Fuerza=Masa x Aceleración

$$F = 2{,}960 \text{ Kg x } 0.3048 \text{ m/s2} = 902{,}2 \text{ N} = 0.092 \text{ T}$$

Carga dinámica total:

suma de los tres componentes:

a) Para el mineral:

Carga dinámica total = 4.70 T (peso vagones + mineral) + 0.362(peso cable) + 0.108(fuerza aceleración) = 5.65 T.

b) Para el desmonte:

Carga dinámica total = 4.20(peso vagones + desmonte) + 0.362(peso cable) + 0.092(fuerza aceleración) = 4.621 T.

4.5.5. Carga de doblado (FW)

El enemigo silencioso del cable que indica la fuerza adicional generada cuando el cable se flexiona sobre poleas o tambores, causando fatiga mecánica. Su fórmula (FW):

$$FW = \frac{\text{A. E. C}}{\text{D}}$$

- **A**: Área transversal del cable (en pulgadas cuadradas).
- **E**: Módulo de elasticidad del cable (en psi).
- **C**: Factor de corrección.
- **D**: Diámetro de polea o tambor (pulgadas).

Área transversal (A)

$$\boldsymbol{A} = 0.38.\, d^2$$

Donde: d = 0.75 pulgadas (diámetro del cable ver tabla 25).

A = 0.38·(0.75) ^2 = 0.38 x·0.5625 = 0.21375 pulg².

Factor de corrección (C):

C = 0.063·x d

C = 0.063 x 0.063 = 0.04725.

Módulo de elasticidad (E):

E = 12·10 ^6 psi (valor típico para cables de acero).

Diámetro de la polea (D):

D = 30 pulgadas (valor asumido de la polea).

Cálculo de FW (Carga de doblado):

$$FW = \frac{\text{A. E. C}}{\text{D}}$$

Sustituyendo los valores:

$$FW = \frac{0.21375 \text{ x } 12 \text{ x } (10\text{^}6) \text{ x } 0.04725}{30}$$

FW = 4,040 lb = 2.02 T

Carga dinámica total a izar:

Utilizando un valor promedio entre mineral y desmonte:

Carga dinámica promedio = (5.137 + 4.621) /2 = 4.879 T

Incluyendo la carga de doblado:

Carga dinámica total = 4.879 T + 2.02 T = 6.899 T

4.5.6. Factor de seguridad:

$$\text{Factor de seguridad} = \frac{\text{Resistencia al corte}}{\text{Carga dinámica total x } 0.5}$$

Resistencia al corte del cable elegido: 26.70 T (ver tabla 25)

Carga dinámica total: 6.899 T.

Factor de reducción: 0.5

Sustituyendo:

$$\text{Factor de seguridad} = \frac{26.70}{6.899 \text{ x } 0.5}$$

Factor de seguridad = 7.74.

Nota: Confirma que el cable seleccionado es seguro, ya que cumple con los requerimientos mínimos del Artículo 301 del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (D.S. N° 024-2016-EM modificado por D.S. N° 034-2023-EM.), el cual establece que la carga de rotura debe ser siete (7) veces superior a la carga máxima de trabajo, p. 150.

Cálculo del tiempo total de viaje:

Sumamos todos los tiempos del ciclo recopilados por minera San Luis:

Tiempo de enganche = 0.5 minutos.

Tiempo de echado = 0.5 minutos.

Tiempo en trayecto con vagon cargado = 2 minutos.

Tiempo en trayecto con vagon vacío = 1 minutos.

Tiempo total:

$$\text{Tiempo total} = 0.5 + 0.5 + 2 + 1 = 4.0 \text{ minutos.}$$

Cálculo de la velocidad de izaje (V)

$$\mathrm{V} = \frac{\text{Distancia}}{\text{Tiempo total}}$$

Distancia = 212 metros.

Tiempo total = 4 minutos.

Sustituyendo los valores:

$$\mathrm{V} = \frac{212}{4}$$

V= 53m/min = 0.883 m/s

4.5.7. Cálculo de la potencia del motor:

$$P = \frac{(\mathrm{W.g.}\sin(\propto) + \mu.W.g.\cos(\propto)).v}{\eta}$$

donde:

W = Carga total (kg): 2,730kg (mineral) + 620 kg (carros) + 328.6 kg (cable) = 3,678.6 kg = 3.6786 T.

v= Velocidad de izaje = 0.883 m/**s** (53 m/min)

μ = 0.2 (fricción de acero-acero)

g = 9.81 m/s2

$\eta = 0.72$

α = Ángulo del inclinado de izaje = 30°.

4.5.7.1. Cálculo de componentes de fuerza.

Fuerza gravitacional (Fgravedad)

$$\boldsymbol{F}\text{gravedad} = W \times g \times \sin\alpha = 3{,}678.6\ \text{kg} \cdot \times\ 9.81\ \text{m/s2} \times 0.5 = 18{,}053.5\ \text{N}.$$

Fuerza de fricción (Ffricción)

$$\boldsymbol{F}\text{friccion} = \mu \times W \times g \times \cos\alpha = 0.2 \times 3{,}678.6\ \text{kg} \times 9.81\ \text{m/s} \times 2 \cdot 0.866 = 6{,}250.1\ \text{N}.$$

Fuerza total (*F*total)

$$\boldsymbol{F}\text{total} = \text{Fgravedad} + \text{Ffriccion} = 18{,}053.5\ \text{N} + 6{,}250.1\ \text{N} = 24{,}303.6\ \text{N}.$$

Potencia Teórica

$$\mathbf{P}\text{teorica} = \text{Ftotal} \times v = 24{,}303.6\ \text{N} \times 0.883\ \text{m/s} = 21{,}460.1\ \text{W}\ (\approx 21.46\ \text{kW}).$$

Ajuste por Eficiencia (**P**real)

$$\mathbf{P}\text{real} = \mathbf{P}\text{teorica} / \eta = 21{,}460.1\ \text{W} / 0.72 = 29{,}805.7\ \text{W}\ (\approx 29.8\ \text{kW}).$$

Conversión a Caballos de Fuerza (HP)

$$1\ \text{kW} = 1.341\ \text{HP} \Longrightarrow P = 29.8\ \text{kW} \times 1.341 \approx 4\ 0\ \text{HP}.$$

4.5.7.2. Margen de Seguridad.

Se recomienda un motor con un 15-20% de margen para cubrir variaciones operativas:

Potencia recomendada = 40 HP × 1.2 ≈ 48 HP ⟹ Se elige un motor de 50 HP.

La potencia requerida mínima para el winche será de 50 HP trabajar en el inclinado.

4.6. EJECUCIÓN DEL INCLINADO Y OBRAS ASOCIADAS

La ejecución del inclinado IC-401 y obras asociadas seguirá el planeamiento establecido, utilizando datos de cálculos previos para las actividades de perforación y voladura.

Trabajos Previos:

- Levantamiento topográfico y trazado de ejes: 1 día.
- Construcción de crucero de acceso: 12 días.
- Desquinche para cámaras (winche/izaje): 10 días.
- Instalación del winche eléctrico (50 HP): 3 días.

Ejecución del Inclinado IC-401:

- Avance diario: 2 disparos/día, 1.04 m/disparo (avance efectivo: 2.08 m/día).
- Duración de avance: 212 m / 2.08 m/día = 102 días.
- Refugios de seguridad (6 unidades): 6días.
- Instalación de rieles y camino: en paralelo al avance.

Sostenimiento Sistemático:

- Pernos helicoidales: 4 × 3 por sección, con resinas y cemento.
- Mallas electrosoldadas: Instalación en zonas críticas.

Tabla 26

Actividades para la construcción del inclinado IC-401

Labor	Sección (m²)	Nivel	Avance Total (m)	Avance/Disp. (m)	N° Días
Inclinado IC-401	2.40 x 2.40	4 - 6	212.00	1.09	102
Crucero de acceso	2.40 x 2.40	4	25.00	1.09	7
Cámara de Winche	3.60 x 3.60	4	5.00	1.09	3
Cámara de Izaje	3.60 x 2.40	4	20.00	1.09	10
Pocket (2)	2.40 x 1.20	6	10.00	1.09	10

Fuente: Elaboración propia.

Obras Civiles

Plataforma con concreto armado (cemento IP) con estructura de fierro corrugado ½", encobrado, baseado y anclajes de acero para fijación del Winche.

Instalación de Rieles y Camino.

Sistema de Carguío (Pocket de Carguío)

El sistema de carguío consiste en una Parrilla de Echadero que funciona como pocket de carga, donde el mineral proveniente de los niveles inferiores de la veta Klider se vierte sobre una estructura compuesta por tablas de madera de 2" x 8", rieles de 30 Lb/Yd y refuerzos de redondo de Ø 8", permitiendo una descarga controlada y directa hacia los carros mineros ubicados en el nivel inferior. El sistema de carga de material, o bolsillo de carguío. Los diseños y detalles se reflejan en las figuras 26 y 27.

Figura 25

Trabajos previos a la construcción del inclinado IC-401.

Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

4.7. COSTOS UNITARIOS PARA LA EJECUCIÓN DEL INCLINADO

Datos:

Sección de frente a trabajar: 2.40 m x 2.40 m =5.76 m2

Disparos/día: 2 disparos por día

Densidad del material: 2.4 TM/m3

Longitud de barreno: 4 pies

Eficiencia de perforación: 96%

Longitud de perforación efectiva: 1.17m

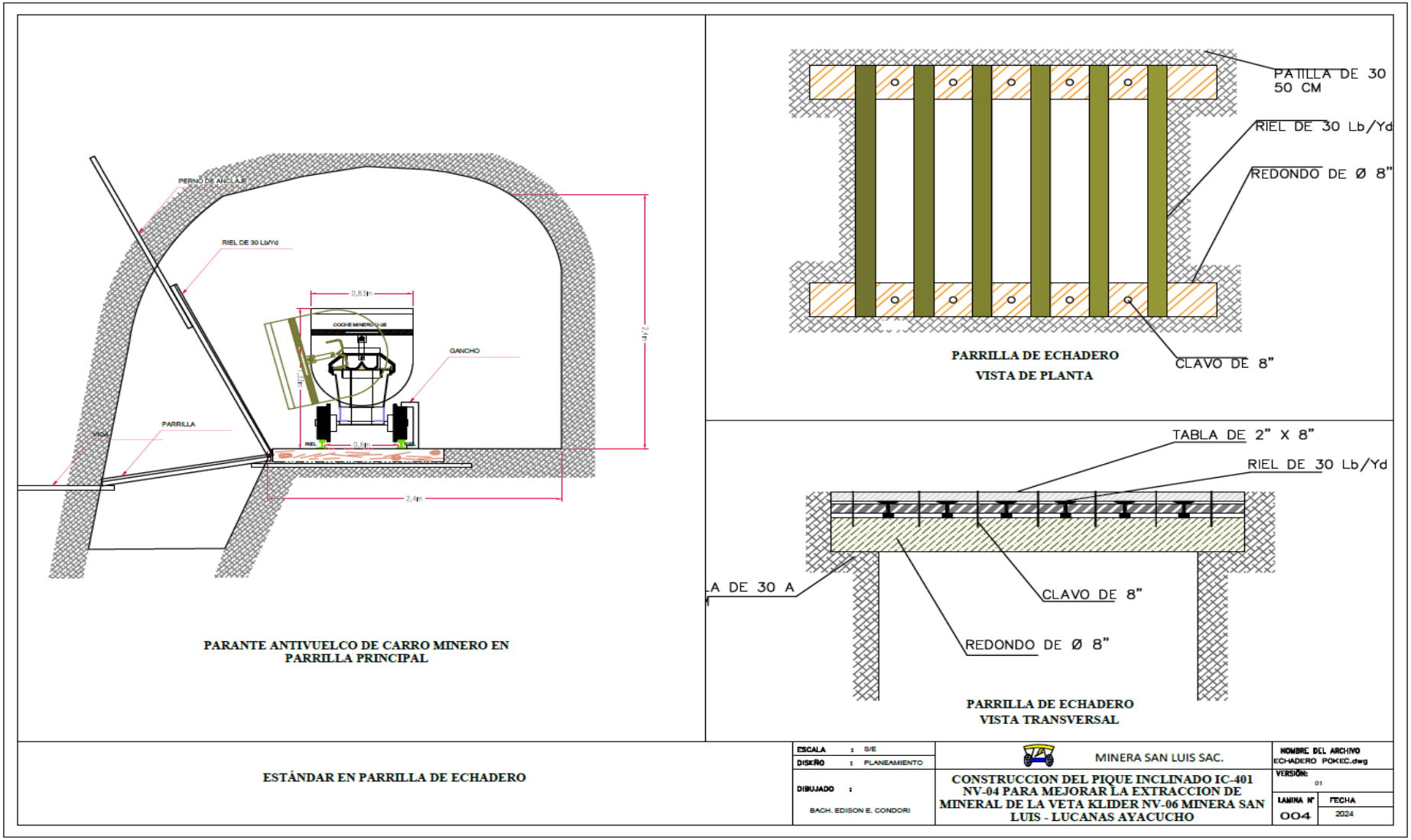
Eficiencia de avance: 94%

Avance por disparo: 1.09m

Los costos unitarios para la construcción del inclinado IC-401 se detallas en la tabla 27

Figura 26

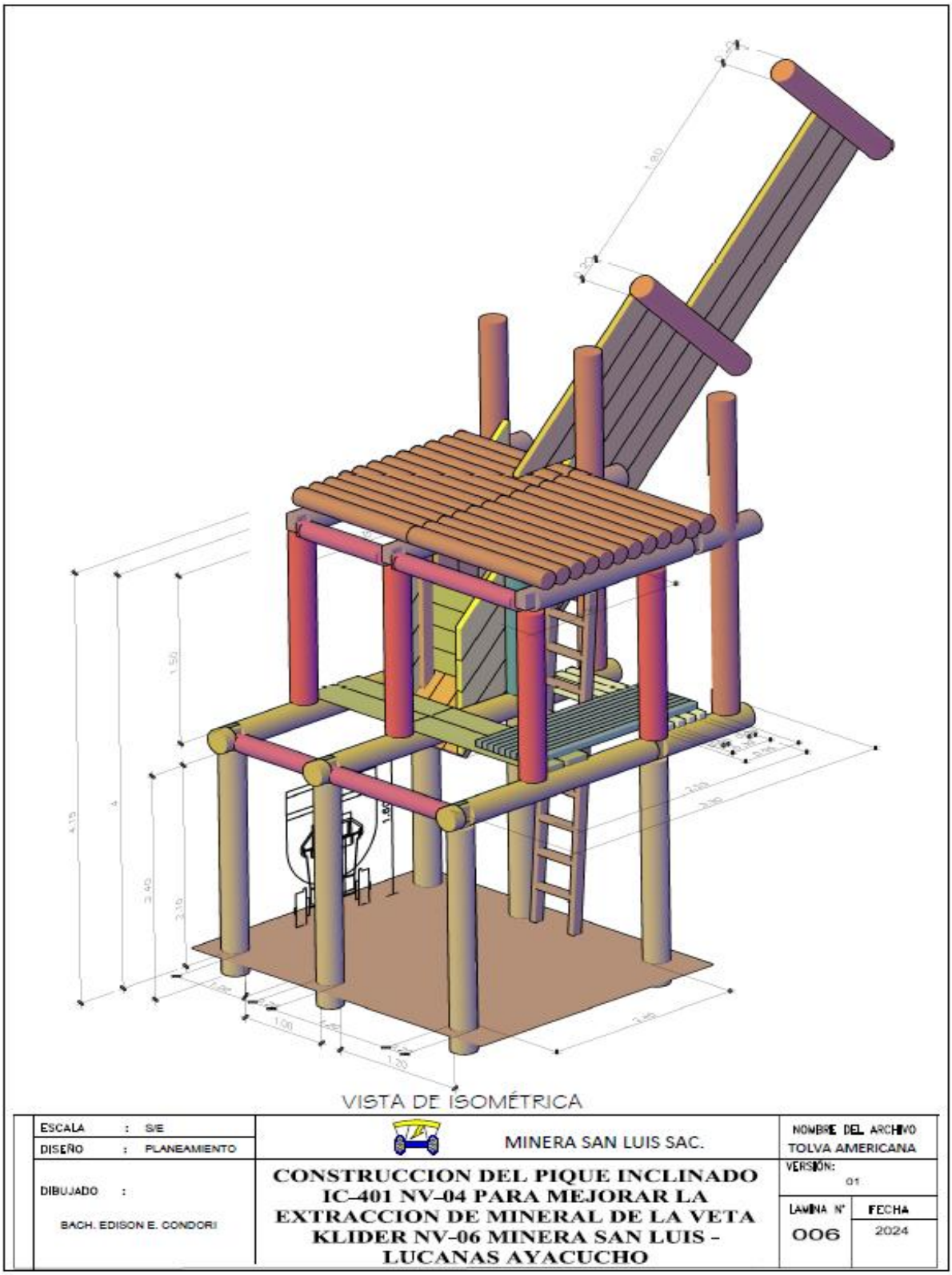
Estación de acumulación de pocket.



Fuente: Elaboración propia

Figura 27

*Diseño de armado de tolva americana***.**



Fuente: Departamento de operaciones de Minera San Luis "estándar operativo".

Tabla 27

Precio unitario de la construcción del inclinado.

1.- MANO DE OBRA						
Obreros	Horas	Tareas	Jornal $/.	Jornal $	Subtotal	Costo $./ Mt.
Perforista	10.5	1.00	90.00	23.68	23.68	
Ayudante perforista A	10.5	1.00	80.00	21.05	21.05	
Ayudante perforista B	10.5	1.00	70.00	18.42	18.42	
Winchero	10.5	1.00	90.00	23.68	23.68	
Ayudante winchero	10.5	1.00	80.00	21.05	21.05	
carrilano - Enmaderador	10.5	1.00	90.00	23.68	23.68	
carrilano - Enmaderador	10.5	1.00	80.00	21.05	21.05	
Sub- total	73.5	7.00			152.630	
Leyes Sociales	101.81%				155.63	
Total Obreros					308.027	$ 295.69
2.- COSTOS FIJOS Y GG:						
Supervisión	Tareas	Incidencia	Jornal S/.	Jornal $	Costo $.x Disp	Costo $./ m
Residente	1	5.00%	180.00	47	2.37	0
Ing. Guardia	1	5.00%	150.00	039	1.97	0
Asist. Jefe de Guardia	1	5.00%	100.00	026	1.32	0
Ing. de Seguridad	1	3.00%	150.00	039	1.18	0
Inspector de seguridad	1	3.00%	95.00	052	0.75	0
Capataz	1	5.00%	93.33	025	1.23	0
Administrador	1	3.00%	95.00	025	0.75	0
Asistente Administrador	1	3.00%	73.33	019	0.58	0
Asistenta Social	1	3.00%	83.33	022	0.66	0
Sub- total	10				10.81	0
Leyes Sociales	65.29%				7.06	0
Total Obreros					17.86	$ 17.15
3.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						

Descripción	Unidad	Cant.	Precio $.	V. Util	Costo $.x Disp	Costo $./ Mt.
Protector	Pza.	7.00	14.21	320.00	0.31	
Guantes de Cuero	Par	7.00	3.68	20.00	1.29	
Guantes de jebe neoprene	Par	7.00	6.98	25.00	1.95	
Correas portalamparas	Pza.	7.00	4.93	350.00	0.10	
Lentes de seguridad de malla	Pza.	7.00	3.42	90.00	0.27	
Botas de jebe	Par	7.00	23.19	120.00	1.35	
Camisón, polo y pantalón	Pza.	7.00	34.74	120.00	2.03	
Respiradores 3M	Pza.	7.00	24.53	120.00	1.43	
Filtro de respirador 3M	Par	7.00	8.47	20.00	2.96	
Tapón de oídos	Par	7.00	0.79	115.00	0.05	
Pantalón de jebe	Pza.	7.00	13.16	85.00	1.08	
Saco de jebe	Pza.	7.00	11.55	85.00	0.95	
Sujetador de casco/carrilera	Pza.	7.00	0.95	90.00	0.07	
Tafilete de protector	Pza.	0.00	4.91	120.00	0.00	
Lampara de baterías	Pza.	7.00	78.95	500.00	1.11	
Arnés tipo paracaídas	Pza.	7.00	45.34	180.00	1.76	
Línea de vida	Pza.	3.00	22.30	180.00	0.37	
Total Implementos de Seguridad					17.09	$/ 16.41
4.- MATERIALES PERFORACION						
Barrenos	Cant.	Precio $.	V. Util	p.p.	Costo $. x Disp	Costo $./ Mt.
Barra Conica de 4 pies	1	83.43	1500	132.00	7.34	
Broca de 38 mm	1	20.79	500	132.00	5.49	
Total barrenos					12.83	$/ 12.32
Mangueras y accesorios:	Unidad	Cant.	Precio $.	V. Util	Costo $./Disp	Costo $./ Mt.
Manguera de 1/2"	Metros	25.00	2.04	110.00	0.46	
Manguera de 1"	Metros	24.00	2.76	90.00	0.74	

Aceite de perforación	Galones	0.28	11.18	1.00	3.08	
Total mangueras y accesorios					4.28	$/ 4.10

5.- HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES

Materiales	Unidad	Cant.	Precio $.	V. Util	Costo $. /Disp	Costo $./ Mt.
Lampas	Pza.	1.00	8.89	35	0.25	
Picos	Pza.	1.00	11.05	70	0.16	
Llave Styilson 24"	Pza.	1.00	20.35	150	0.14	
Llave Francesa 16"	Pza.	1.00	25.82	150	0.17	
Sacabarrenos	Pza.	1.00	10.14	150	0.07	
Alambre de amarre No 16	Kg.	0.25	1.49	1	0.37	
Alambre de amarre No 18	Kg.	0.10	1.49	1	0.15	
Barretillas 4"	Pza.	1.00	16.58	60	0.28	
Barretillas 6"	Pza.	1.00	18.95	60	0.32	
Barretillas 8"	Pza.	1.00	23.42	60	0.39	
Cucharilla	Pza.	1.00	2.92	180	0.02	
Punzon de cobre	Pza.	1.00	2.72	180	0.02	
Soplete para barrido de taladros	Pza.	1.00	13.68	180	0.08	
Guiadores para perforación	Pza.	5.00	0.82	45	0.10	
Atacador de madera	Pza.	1.00	2.13	45	0.05	
Flexómetro 5mt	Pza.	1.00	2.29	45	0.05	
Cachimba (Hechizo) de 10 a 6	Pza.	1.00	6.63	180	0.04	
Cachimba (Hechizo) de 12 a 6	Pza.	1.00	8.58	180	0.05	
Pata de cabra (Hechizo)	Pza.	1.00	12.06	300	0.04	
Adaptador (split set completo)	Pza.	0.00	100.03	150	0.00	
Santiago para rieles	Pza.	1.00	348.42	1800	0.19	
Gamarrilla de agua	Pza.	1.00	31.58	180	0.18	
Arco de sierra	Pza.	1.00	4.47	150	0.03	
Hoja de sierra	Pza.	1.00	1.32	12	0.11	
Plataforma de perforación	Pza.	1.00	394.21	180	2.19	
Alicate	Pza.	1.00	3.95	150	0.03	

Pintura	Pza.	0.02	5.53	1	0.03	
Total herramientas					5.56	$/ 5.33

6.- EXPLOSIVO

Descripción	Unidad	Cant.	Precio $.	V. Util	Costo $ ./Disp	Costo $ ./ Mt.
Emulnor 5000 1 1/4" x 12" (264 und)	cart	56	0.75	1	42.00	
Emulnor 3000 1 1/4" x 12" (114 und)	cart	24	0.38	1	9.03	
Carmex 2.10m (7")(Cjax300Und)	und	31	0.82	1	25.45	
Mecha rapida de ignicion Z-18	m	4	0.43	1	1.74	
Total maquina				1.00	78.22	$/ 75.09

7.- EQUIPO DE PERFORACION

Descripción	P.U. $.	Repuestos	V. Util	Costo $ ./Pie Perf	Pies Perforad.	Costo $./ Mt.
Máquina Perforadora	4,592	80%	900,000	0.01	132	
Total maquina					132	$/ 1.16

8.- MATERIALES DE SOSTENIMIENTO

Descripción	Unidad	Cant.	Precio $.	V. Util	Costo $ ./Disp	Costo $ ./ Pza
Perno Helicoidal de 5 pies	Pza	0.5	12.00	1	6.00	
Carucho de Resina	Pza	2	1.82	1	3.64	
Cartucho de Cemento	Pza	4	0.78	1	3.14	
Malla electrosoldada	m2	0.1	23.25	1	2.33	
Total, elementos mecánicos					15.09	$/ 14.48

9.- ENERGÍA Y AIRE COMPRIMIDO

Descripción	Hrs./Disp.	Incidencia	kW/h	Costo $ .x HM	Costo $ ./Disp	Costo $ ./ m
Winche de izaje 50 HP	6.0	60%	52.5	4.42	15.92	
Compresora de 325 CFM	6.0	60%	82.5	6.95	25.01	

Ventiladora 15000 CFM	10.5	56%	26.25	2.21	13.00	
Electro bomba 15HP	0.5	20%	2.4	0.20	0.02	
Total energía y aire comprimido					40.93	$ 39.29
10.- ALIMENTACION, MOVILIDAD Y VARIOS:						
Descripción	Cantidad	Incidencia	Precio $.	Precio $.	Costo $. x Disp	Costo $./ m
Comedor (Personal)	6	100%	12	3.16	18.95	
Comedor (Supervisión)	10	10%	12	3.16	3.16	
Combustible - Movilidad (Gl)	0	10%	0	0.00	0.00	
Abastecimiento agua perf.(m3)	1	75%	10	2.63	1.97	
Total alimentación, movilidad y varios					24.08	$ 23.12
SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS						**$ 504.14**
Utilidad		10%				50.41
Imprevistos		0%				0.00
COSTO POR METRO LINEAL						$ 554.55
Descripción	Distancia	Und	PU	Und	Costo $. x Disp	
Inclinado IC-401 Sección 2.40m x 2.40m	212	M	554.55	$. /m	$	117,565.36

Nota: Esta tabla detalla la estructura de costos por metro lineal para la construcción del inclinado IC-401.

4.7.1. Costo de sostenimiento.

El costo de sostenimiento representa la inversión específica destinada a las labores de fortificación.

Tabla 28

Sostenimiento del inclinado IC-401

DESCRIPCIÓN					**Costo Total**
Mano de obra y costos fijos y GG					$ 0.40
Materiales de sostenimiento					$ 3.81
Materiales de perforación					$ 1.54
Implementos de seguridad					$ 0.12
Herramientas y materiales					$ 0.10
Equipo de perforación					$ 0.03
Energía y aire comprimido					$ 0.54
Alimentación y varios					$ 0.36
SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS					$ 6.90
Utilidad		10%			$.....0.69
Costo por pernos helicoidales					$ 7.59
Descripción	Cantidad	Und	PU	Und	Costo $. /m
Sostenimiento del inclinado IC-401	875	pernos	7.59	$./m	$ 6,637.54

Nota: Elaboración propia

4.7.2. Costos de construcción de cruceros y cortadas

Tabla 29

Costo para Crucero, Cortadas y Refugios.

DESCRIPCIÓN	**Costo Total**
Mano de obra y costos fijos y GG	$ 18.68
Materiales de perforación	$ 12.32
Implementos de seguridad	$ 16.41
Herramientas y materiales	$ 5.33
Explosivos y accesorios	$ 75.09
Equipo de perforación	$ 1.16
Energía y aire comprimido	$ 39.29
Alimentación y varios	$ 23.12

DESCRIPCIÓN					Costo Total
SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS					$ 191.40
Utilidad		10%			$...19.14
Costo por metro lineal para Crucero, Cortadas y Refugios de Seguridad					$ 210.54
Descripción	Distancia	Und	PU	Und	Costo $. x Disp
Costo para Crucero, Cortadas y Refugios de Seguridad	20	M	210.54	$./m	$ 4,210.71

Fuente: Elaboración propia.

4.8. COSTO TOTAL DE INFRAESTRUCTURA.

La Tabla 30 detalla los costos de infraestructura, los cuales consolidan la sumatoria de precios unitarios para actividades de optimización de profundidad en proyectos mineros de inclinado. Estas valoraciones se expresan en unidades lineales ($/m) y volumétricas ($/m³), como aplicaciones en operaciones de desquinche y remoción de material fragmentado.

Tabla 30

Resumen del costo del inclinado IC-401

Descripción de instalación y construcción	Cantidad		Und	PU	$/Und	Costo Total $.
CX 2270E NV4	Avance	20.00	m	210.54	$/m	4210.71
Sección de 2.4 x 2.4 m	Sostenimiento	82.00	pernos	45.60	$/und	3739.20
Estación de Winche	Avance	36.00	m3	22.72	$/m	817.92
Sección de 3 m X 3 m	Sostenimiento	26.00	pernos	21.15	$/und	549.90
	Avance	212.00	m	554.55	$/m	117565.36

Descripción de instalación y construcción	Cantidad		Und	PU	$/Und	Costo Total $.
Inclinado IC-401 Sección 2.4 x 2.4 m	Sostenimiento	774.84	Pernos	7.59	$/piso	5878.83
Refugios de Seguridad	Avance	12.60	m	210.54	$/m	2652.75
Instalación de rieles (Estación, Inc, Cx)		232.00	M	17.05	$/m	3954.99
Armado de plataforma de winche		1.00	Und	7958.10	$/und	7958.10
Tuberías de aire y agua		424.00	M	4.56	$/m	1933.44
Manga de ventilación de 18'' (60 m. c/u)		5.00	Und	47.37	$/und	236.84
Cable eléctrico		400.00	M	1.00	$/m	400.00
SUB TOTAL						149,898.05
Contingencias					5.00%	7,494.90
TOTAL USD $						157,392.95

Fuente: Elaboración propia.

4.9. PRESUPUESTO DE INVERSIÓN DEL INCLINADO IC-401.

La Tabla 31 presenta el presupuesto de inversión del Inclinado IC-401, compuesto por los costos de desarrollo, preparación y adquisición de equipos básicos para la operación. Se incluyen sistemas de ventilación, izaje, transporte, energía y bombeo, que aseguran la operatividad y seguridad de la infraestructura. La inversión total garantiza el funcionamiento técnico.

Tabla 31

Inversión en Infraestructura del Inclinado IC-401.

DESCRIPCIÓN	COSTO ($)
Costos de desarrollo y preparación	$ 157,392.95

Ventilador axial 15,000 CFM	$ 3,947.37
Winche eléctrico 80 HP	$ 18,000.00
Tablero eléctrico de winche	$ 1,290.00
Vagon mineros U-35	$ 602.49
Cable de 26 mm	$ 5,781.93
Electrobomba sumergible 15HP	$ 1,184.21
Total	$ 188,198.95

Nota: La tabla consolida la inversión total requerida para la construcción del Inclinado IC-401, abarcando costos de infraestructura, equipos críticos y recursos necesarios para su ejecución.

4.10. PRESUPUESTO PARA ACTIVIDADES DE DESARROLLO

Tabla 32

Inversión de preparación y desarrollo de la mina.

Descripción de instalación y construcción	Cantidad		Und	PU	$/Und	Costo Total $.
By Pass, 7' x 7'	Avance	147.00	M	551.93	$/m	$81,133.71
	Sostenimiento	605.00	Split Sets	20.50	$/und	$12,402.50
Crucero, 7' x 7'	Avance	560.00	M	551.93	$/m	$309,080.80
	Sostenimiento	210.82	Split Sets	20.50	$/und	$4,321.81
Chimenea simple, sección 4’ x 4’	Avance	90.39	M	523.07	$/m	$47,280.30
	Sostenimiento	210.82	Pisos	59.16	$/piso	$12,472.11
Sub Nivel, sección 3’ x 7’	Avance	45.00	M	423.40	$/m	$19,053.00
	Sostenimiento	37.48	Cuadros	96.28	$/und	$3,608.57
	Avance	90.39	M	495.60	$/m	$44,797.28

Descripción de instalación y construcción	Cantidad		Und	PU	$/Und	Costo Total $.
Chimenea doble compartimento 4’ x 8’	Sostenimiento	299.99	Pisos	89.58	$/piso	$26,873.10
Tendido de Rieles (By Pass, Crucero)		294.00	M	64.78	$/m coll.	$19,045.32
Cambio (By Pass, Crucero)		4.00	Und	28.99	$/und	$115.95
Tolvas		2.00	Und	141.92	$/und	$283.83
Locomotora de 3 ton a batería		1.00	Und	6578.95	$/und	$6,578.95
Ventilador axial 15,000 CFM		1.00	Und	2631.58	$/und	$2,631.58
Carros mineros U-35		6.00	Und	602.49	$/und	$3,614.95
Tuberías de servicio		200.00	M	4.50	$/m	$900.00
Manga de ventilación de 18’’		8.00	Und	47.37	$/und	$378.95
Cable eléctrico		198.00	M	4.00	$/m	$792.00
SUB TOTAL						$595,364.72
Contingencias					5.00%	$29,768.24
TOTAL USD $						**$625,132.95**

Nota: Esta tabla consolida los costos de construcción e instalación de infraestructuras.

4.11. COSTOS DE INVERSIÓN (CAPEX)

Tabla 33

Inversión de infraestructura en inclinado

COSTOS DE INVERSION (CAPEX)	COSTOS $
Sistema de extracción (Inclinado)	$ 188,198.95
Preparación mina de frentes (nivel 4to al 6to)	$ 625,132.95

COSTOS DE INVERSION (CAPEX)	COSTOS $
TOTAL	$ 813,331.90

Nota: Esta tabla consolida el Capital (CAPEX) total requerido para la puesta en marcha el inclinado IC-401.

4.12. PRESUPUESTO OPERATIVO (OPEX)

Consolidación de costos de funcionamiento para el inclinado IC-401.

Tabla 34

Inversión en inclinado IC-401.

COSTOS DE OPERACIONES (OPEX)	
DESCRIPCION	**COSTO $/TM**
Operaciones mineras	87.54
Procesamiento en planta	60.00
Transporte de mineral	15.90
Costos fijos	77.48
COSTO TOTAL POR TONELADA	240.92

Nota: Esta tabla sintetiza la estructura de gastos recurrentes por tonelada métrica (OPEX) del inclinado minero IC-401.

4.13. VALORIZACIÓN DE RESERVAS Y VIDA

La Tabla 35 muestra las reservas de la veta Klider. Estos valores permiten proyectar la vida útil de la operación y planificar la inversión en infraestructura y equipos, considerando los costos y el precio del oro como factores clave de viabilidad.

Tabla 35

Reservas Mineral de la veta Klider.

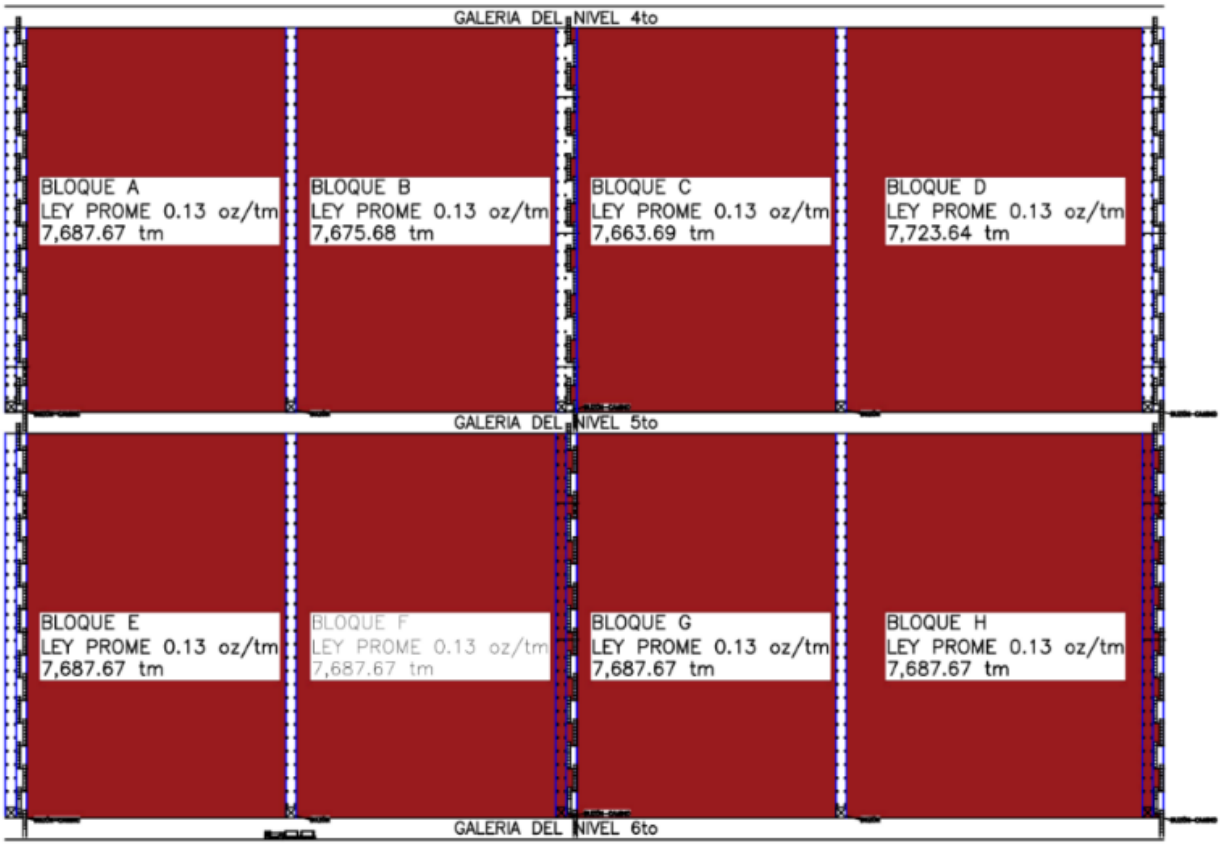
Veta	Densid. (gr/cm3)	Potencia dil. (m)	TON (Tm)	Ley Au (oz/Tm)
Kidder	2.4	2.1	61457.76	0.13

Nota: Esta tabla presenta un inventario del recurso mineral potencial de Minera San Luis, Fuente. Departamento de operaciones 2024.

- Reservas totales (Probado + Probable):
- 30750.68TM + 30707.08TM = 61,457.76 TM

Figura 28

Reserva Mineral de la veta Klider.



Nota: la fig. 28 presenta la cuantificación de reservas auríferas de la veta Klider, probadas y probables por niveles de explotación (4to y 6to).

Tabla 36

Análisis de laboratorio de la veta Klider.

ITEM	CODIGO DEL CLIENTE	RESULTADOS Au	
		LEY FINAL Au (Oz/tm)	(g/TM)
01	VETA KLIDER SAN LUIS	0.13	3.69

Nota: Este reporte de laboratorio, emitido por el Departamento de Metalurgia y Tratamiento de Minerales de Minera San Luis, presenta los resultados cuantitativos del contenido de oro en muestras representativas de la veta Klider.

Tabla 37

Balance metalúrgico de cianuración por agitación.

Producto	**Peso/Vol.**	**Leyes Au**	**Contenido Au (mg)**	**Recuperación Au (%)**
Mineral	1000 gr	0.13 oz/tm	4.0435	100.00
Solución Rica	3000 cc	1.2939 mg/L	3.8818	96.00
Relave Cianuración	1000 gr	0.1617 g/TM	0.1617	4.00
Cab. Calc.	1000 gr	0.13 oz/tm	4.0435	100.00

Nota: Reporte de eficiencia del proceso de cianuración de Minera San Luis es muy eficiente porque recupera 96 de cada 100 gramos de oro que hay en el mineral, perdiendo solo 4 gramos. Esto significa que la planta operara con 0.13 oz/tm. y es rentable.

Cálculo de producción mensual de la mina con la construcción del inclinado IC-401.

- Sección de frente en tajo: 2.1m x 2.1m
- Peso específico del mineral: 2.7 TM/m3
- Jornal de trabajo: 30 días/mes
- Avance por día en metros en dos frentes de 6 pies 3.6 m

Tonelajes extraídos por día = 2.1 x 2.1 x 3.6 x 2.7 x 2.7 = 42.8652 TM/día.

Tonelajes extraídos por mes = 42.8652Tm/días x 30dias/mes = 1285.956 TM/mes.

Tonelajes extraídos por año = 1285.956 TM/mes x 12 mes/ año = 15431.472 TM/año.

Estimación de metal fino y los años de vida de mina.

Tabla 38

Insumos para estimar el metal fino.

% Eficiencia	% RM	% Pagable	Penalidad
96%	96%	99.50%	0

Fuente: Gerencia general de minera san Luis 2024

Cálculo de onzas finas de oro (Au)

Reservas totales x ley fina (gr/tm) = 61,457.76TM x 3.69 gr/TM = 226,779.1344 gr

226,779.1344 gr x 1 onza/31.1035gr = 7291.9336 onza

7291.9336 onza x 0.97 x 0.96 x 0.997 = 6756.2973 onza finas de oro.

Cálculo de utilidad neta.

Onzas troy finas de oro x Precio del oro (diciembre 2024)

6756.2973 onza x 2594.01 $/onza = 17,525,902.78 $

Cálculo de vida útil de la mina.

Reservas totales / producción anual = 61,457.76 TM / 15431.472 TM/año. = 3.98 años

La vida útil de la mina es equivalente a 3 años y 11 meses.

Tabla 39

Producción, onzas finas, utilidad y vida util con el Inclinado IC-401.

Concepto	Producción con el Inclinado IC-401
Reservas totales	61,457.76 TM
Producción anual	15,431.472 TM/año
Onzas finas de oro	6756.2973 onza finas de oro.
Utilidad neta	17,525,902.78 $
Resultado de vida útil	3 años y 11 meses

Nota: La tabla presenta un resumen económico y operativo del proyecto minero asociado al Inclinado IC-401, reflejando su viabilidad técnica y rentabilidad.

Con la construcción del inclinado IC-401 en Minera San Luis, permitirá la extracción de reservas por debajo del nivel 5to y 6to de la veta Klider.

4.14. INDICADORES ECONÓMICOS (VAN, TIR).

Los indicadores económicos Valor Actual Neto (VAN) y Tasa Interna de Retorno (TIR) son herramientas fundamentales para evaluar la viabilidad financiera de un proyecto minero. En este contexto, se analizan bajo los siguientes parámetros:

Monto Total de la Inversión: $ 813,331.90

Producción anual: 15,431.472 TM/año x 0.13 oz/TM x 0.97 x 0.96 x 0.997 = 1862.468 oz/año

Venta de mineral aurífero: 1862.468 oz/año x 2,594.01 $/Onz = 4831260.766 $/año

Horizonte de evaluación: 4 años.

Tasa de interés Anual: 15 %

Costos de operación (OPEX): 435,213.67

Flujo de Caja Económico Anualizado en la tabla 31.

Tabla 40

Proyección de Flujos de Caja Económicos Anuales.

PERIODO (AÑO)	0	1	2	3	4
Inversión(CAPEX)	813,331.90				
Ingresos					
venta de mineral aurífero		4,831,260.77	4,831,260.77	4,831,260.77	4,831,260.77
Egreso					
costo de operaciones (OPEX)		435,213.67	435,213.67	435,213.67	435,213.67
Utilidad Operativa		4,396,047.10	4,396,047.10	4,396,047.10	4,396,047.10
impuesto a la renta (29.5%)		1296833.895	1296833.895	1296833.895	1296833.895
Flujo de Caja		3,099,213.21	3,099,213.21	3,099,213.21	3,099,213.21

Nota: Esta tabla muestra la rentabilidad durante 4 años, pero con una inversión inicial de $813,331.90 y un flujo de caja anual de $3,099,213.21.

Periodo de recuperación (Playback)

$$Payback = \frac{813{,}331.90}{3{,}099{,}213.21} \approx 0.26 \approx 3.2\ meses$$

4.14.1. Cálculo del Valor Actual Neto (VAN)

El VAN se determina mediante un descuento de flujo de caja futuro a la tasa de actualización del 15%, seguido de la deducción de la inversión inicial.

Formulación del VAN:

VAN = VP*Beneficios* - VP*Costos*

$$VAN = \sum Fujo\ Efectivi \left[\begin{matrix} F \\ i = 15\% \end{matrix} \rightarrow \begin{matrix} P \\ n = 3 \end{matrix} \right] - Inversión$$

$$VAN = \left\{\left[3{,}099{,}213.21 * \left(\frac{1}{(1+0.15)^1}\right)\right] + \left[3{,}099{,}213.21 * \left(\frac{1}{(1+0.15)^2}\right)\right] + \left[3{,}099{,}213.21 * \left(\frac{1}{(1+0.15)^3}\right)\right] + \left[3{,}099{,}213.21 * \left(\frac{1}{(1+0.15)^4}\right)\right]\right\} - 813{,}331.90$$

VAN = 8,848,182.64− 813,331.90

VAN = $ 8,034,850.74

Este valor positivo del VAN, que es significativamente mayor que la inversión inicial, confirma que la construcción del inclinado IC-401 es financieramente muy viable y generaría un considerable valor para Minera San Luis.

4.14.2. Cálculo de la Tasa Interna de Retorno (TIR)

La Tasa Interna de Retorno (TIR) es aquella tasa de actualización donde logra que el Valor Presente Neto (VPN) alcanzando el valor de cero. Su determinación se obtiene cuando se resuelve la siguiente ecuación fundamental:

Se tiene:

TIR = Valor Presente de los Beneficios (VPBeneficios) - Valor Presente de los Costos (VPCostos) = 0

$$0 = \left\{\left[3{,}099{,}213.21 * \left(\frac{1}{(1+X)^1}\right)\right] + \left[3{,}099{,}213.21 * \left(\frac{1}{(1+X)^2}\right)\right] + \left[3{,}099{,}213.21 * \left(\frac{1}{(1+X)^3}\right)\right] + \left[3{,}099{,}213.21 * \left(\frac{1}{(1+X)^4}\right)\right]\right\} - 813{,}331.90$$

X= 380.4%

Esta Tasa Interna de Retorno (TIR) presenta un valor excepcionalmente elevado (380.4%), excediendo significativamente la tasa de descuento de referencia del 15%. Este resultado indica que la construcción del inclinado IC-401 sería económicamente muy viable.

4.15. INCREMENTO DE PRODUCCIÓN

La producción con construcción del inclinado IC-401 se ha planificado meticulosamente. Este diseño se basa en metas operativas inmediatas, objetivos tácticos claros y una estrategia a mediano plazo, considerando los siguientes pilares fundamentales:

- ✓ Reservas minerales accesibles.
- ✓ Capacidad productiva de la operación minera.
- ✓ Capacidad de procesamiento metalúrgico.

4.15.1. Las reservas de minerales accesibles.

El inclinado IC-401 de Minera San Luis hará posible en explotar eficientemente de sus reservas en la veta Klider, abarcando un bloque de 90 metros por 145 metros entre los niveles 4 y 6. Este bloque contiene 61,457.76 de mineral, con una concentración aurífera de 3.29 gr/ton.

4.15.2. Capacidad de producción.

Tabla 41

Análisis de rendimiento productivo de zona.

Concepto	TM/mes	TM/año
Producción con técnicas artesanales	17	204
Producción con el inclinado IC-401	1254.2	15050.0

Nota: Esta tabla demuestra la transformación operativa generada por el inclinado IC-401.

Cálculo del Incremento Porcentual de Producción

$$\%\mathbf{Incremento} = \left(\frac{\mathbf{Nueva\ Produccion} - \mathbf{Produccion\ Actual}}{\mathbf{Produccion\ Actual}}\right)\mathbf{x\ 100}$$

$$\%\text{Incremento} = \left(\frac{1{,}254.2 - 17}{17}\right)\text{x } 100$$

$$\%\text{Incremento} = 7{,}277.65\%$$

4.15.3. La capacidad de tratamiento.

El tratamiento de Minera San Luis, ilustrada en las Figuras 30 y 31, posee una capacidad nominal de 75 toneladas diarias (ton/día). No obstante, la producción minera actual alcanza únicamente 13.3 ton/día, lo que ha requerido el acopio estratégico diario de 20 ton/día para suplir los requerimientos de la planta. Persiste una brecha de suministro de 42 ton/día, evidenciando la insuficiencia del abastecimiento. En este contexto, la futura explotación de la veta Klider satisfará los requerimientos operativos de la planta de procesamiento de minerales.

Figura 29

Chancadora y molienda.

Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

Figura 30

Planta de agitación con cianuro.

Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

4.16. RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.16.1. Análisis de resultados

a) Resultados de geomecánicas.

Tabla 42

Resumen de Evaluación Geomecánica - Inclinado IC-401

Parámetro	Valor/Clasificación	Interpretación para el Inclinado IC-401
Roca Huésped del inclinado IC-401	Diorita-Granodiorita	• Roca competente y resistente, ideal para excavaciones.
Resistencia Compresiva	213 MPa	• Muy alta resistencia: Soporta cargas sin deformación crítica.
RQD	70%	• Calidad moderada-alta: Fragmentos de roca largos, menor riesgo de caídas.
Espaciamiento Discontinuidades	65 mm	• Fracturas moderadamente espaciadas: Requiere sostenimiento localizado.

Parámetro	Valor/Clasificación	Interpretación para el Inclinado IC-401
Presencia de Agua	Seco	• Sin riesgo de flujo de agua o erosión.
RMR	66 (Clase II: "Buena")	• Macizo rocoso estable: Sostenimiento ligero (pernos ocasionales y malla).
Índice Q de Barton	12.9	• Calidad muy buena: Excavación segura con soportes mínimos.
GSI	61	• Macizo rocoso "bueno" (bloques bien encajados): Ideal para túneles e inclinados.
Cohesión (c)	300-400 kPa	• Alta cohesión: Resistente a fracturas y deformaciones.
Ángulo de Fricción (φ)	35°-45°	• Estabilidad en hastiales: Permite paredes inclinadas sin colapsos.

Fuente: Elaboración propia.

b) Resultados técnicos

Tabla 43

Resumen de Resultados Técnicos - Inclinado IC-401

Parámetro	Valor	Significado Técnico
Diseño Geométrico		
Sección (Ancho × Alto)	2.4 m × 2.4 m	Forma en herradura para optimizar estabilidad.
Longitud Total	212 m	• Distancia a cubrir entre niveles 4to y 6to.
Inclinación	30°	• Pendiente para facilitar el izaje y transporte.
Perforación y Voladura		
N° de Taladros por Frente	33	• Optimización para fragmentación completa (Hustrulid, 2010).
Taladros de Alivio	5 (4 superiores + 1 central)	• Mejoran la liberación de energía y control de fragmentación.
Avance por Disparo	1.04 m	• Eficiencia del 94% en voladura.
Factor de voladura	0.99 kg/ton	• Kg. De explosivo para volar una tonelada de roca.
Sistema de Izaje		

Parámetro	Valor	Significado Técnico
Cable de Acero	Boa 6x19 - 3/4" (19 mm)	• Resistencia a ruptura: 26.7 TC; cumple normativa (FS = 7.74 > 7).
Capacidad de Carga (2 vagones U-35)	3.46 T (mineral)	• Transporte por viaje.
Potencia del Winche	50 HP	• Motor eléctrico para operación continua con margen de seguridad del 20%.
	Programación de Obras	
Avance Diario	2.08 m/día	• Ritmo de construcción (2 disparos/día de 4 pies).
Duración Total de Avance	102 días	• Tiempo estimado para ejecutar 212 m de inclinado.
Sostenimiento	Pernos helicoidales + mallas	• 4 pernos por sección; mallas en zonas críticas.

Fuente: Elaboración propia.

c) Evaluación económica e incremento de producción

Tabla 44

Evaluación Económica e Incremento Productivo - Inclinado IC-401.

Parámetro	Valor	Interpretación para la construcción del inclinado IC-401
Inversión Inicial (CAPEX)	$813,331.90	• Costo total de construcción e infraestructura del inclinado y preparación de frentes.
Costos Operativos (OPEX)	$240.92/TM	• Incluye operaciones mineras, procesamiento, transporte y costos fijos por tonelada.
Reservas Minerales	61,457.76 TM	• Volumen de mineral explotable (veta Klider) con ley de 0.13 oz/TM de oro.
Producción Anual	15,431.47 TM/año	• Capacidad de extracción mecanizada tras implementar el IC-401 (1285.96 TM/mes).
Incremento Productivo	7,277%	• Salto de 17 TM/mes (artesanal) a 1,254 TM/mes (mecanizado).

Parámetro	Valor	Interpretación para la construcción del inclinado IC-401
Onzas de Oro Anuales	1,862.47 oz	• Producción metálica recuperable (96% eficiencia en cianuración).
Utilidad Neta Total	$17,525,902.78	• Beneficio esperado en 4 años (precio oro: $2,594.01/oz).
Vida Útil del Proyecto	3 años, 11 meses	• Basado en reservas y producción anual (61,457.76 TM / 15,431.47 TM/año).
Valor Actual Neto (VAN)	$8,034,850.74	• Rentabilidad a tasa de descuento del 15%. Confirma viabilidad económica.
Tasa Interna de Retorno (TIR)	380.4%	• Retorno excepcional, indica alta rentabilidad y recuperación acelerada de la inversión.
Período de Payback	3.2 meses	• Tiempo de recuperación de la inversión inicial ($813,331.90 / $3.1M flujo anual).

Fuente: Elaboración propia.

4.16.2. Discusiones

A. Discusión Geomecánica: El inclinado IC-401 se desarrolló en un macizo rocoso competente, clasificado como roca buena, lo cual permite ejecutar la obra con sección estándar de 2.4 × 2.4 m y sostenimiento ligero en zonas puntuales. Esta condición favorable reduce riesgos de inestabilidad.

En el caso del pique Julie-2, analizado por Barzola (2018), se trabajó en un macizo de resistencia media, con una sección mayor de 2.7 × 2.7 m con mayores requerimientos de sostenimiento. Ello repercutió en costos adicionales respecto al inclinado IC-401. De manera similar, Huaycochea (2021) reportó condiciones con presencia de fallas geológicas, lo cual obligó a reducir la sección a 2.4 × 2.0 m para garantizar la seguridad. En comparación, el IC-401 se ejecutó en condiciones más estables, lo que representó una ventaja significativa frente a estas experiencias.

B. Discusión de Parámetros técnicos: En el inclinado IC-401 se emplearon 33 taladros por frente, con un factor de voladura de 0.99 kg/t, valor que refleja una fragmentación adecuada y un consumo eficiente de explosivo. Este control permitió alcanzar un avance promedio de 1.04 m por disparo y un rendimiento total de 2.08 m/día durante 102 días de construcción.

Condori y Vivanco (2019), en la profundización del inclinado 8707, reportaron 29 taladros por frente y un factor de voladura de 1.184 kg/t. Este consumo más elevado de explosivo evidencia una menor eficiencia en comparación con el IC-401.

En la comparación de los casos, Barzola (2018) consideró un motor de 45.14 HP sin incluir el cálculo del factor de seguridad, mientras que Condori y Vivanco (2019) plantearon un equipo de 60 HP. En el caso del IC-401, el motor de 50 HP se implementó con su respectivo factor de seguridad, lo que asegura un funcionamiento confiable y evidencia un diseño más completo y seguro frente a los antecedentes revisados.

C. Discusión Económica: El inclinado IC-401 demandó una inversión de \$813,331.90 y presentó un costo operativo de $240.92 por tonelada. Su principal aporte económico se refleja en el incremento de la capacidad productiva, pasando de 17 TM/mes en condiciones artesanales a 1,254 TM/mes con la obra mecanizada, lo que representa un crecimiento del 7,277%. Este aumento permite explotar 61,457.76 TM de reservas con una producción anual de 15,431 TM y una recuperación de 1,862.47 onzas de oro por año. Los indicadores de rentabilidad son altamente favorables, alcanzando un VAN de $8.03 millones, una TIR de 380.4% y un periodo de recuperación de 3.2 meses.

En comparación, Barzola (2018) estimó una inversión de $1.4 millones para un pique inclinado de mayor longitud, cuyos resultados económicos arrojaron un VAN de $1.61 millones y una TIR anualizada de 73%. Si bien los indicadores son positivos, estos valores se encuentran muy por debajo de los alcanzados en el inclinado IC-401, reflejando un menor impacto en la rentabilidad global del proyecto. Mientras en el estudio de Huaycochea (2021) estimó un costo total de \$86,577 para 150 m de desarrollo, lo cual muestra una inversión baja, suficiente para una producción de 90 TM/día, pero sin alcanzar el impacto económico del IC-401.

En este sentido, el inclinado IC-401 destaca no solo por incrementar de manera significativa la capacidad productiva, sino también por la rentabilidad alcanzada, que supera ampliamente los resultados de los antecedentes revisados.

CONCLUSIONES

La evaluación geomecánica (RMR: 66, roca tipo II) validó el diseño del inclinado IC-401 con sección 2.4×2.4 m, utilizando pernos helicoidales y mallas electrosoldadas para sostenimiento. Este enfoque garantiza estabilidad estructural y seguridad operativa durante la construcción.

Se implementó un arranque por corte quemado con 33 taladros por disparo a esto se agrega 5 taladros, utilizando explosivos Emulnor (5000, 3000). La construcción incluye un winche eléctrico de 50 HP con cable tipo Boa 6x19 de 3/4" de diámetro, cumpliendo estrictamente la normativa D.S. N° 024-2016-EM y su modificatoria.

La construcción del inclinado evidenció viabilidad económica con un VAN positivo y una TIR récord de 380.4 %, superando la inversión inicial de $ 813,331,90. El incremento de producción a 1,285.956 TM/mes confirman que la construcción del IC-401 no solo recupera rápidamente la inversión, sino que genera ganancias sostenibles.

La construcción del inclinado IC-401 transforma a Minera San Luis como un referente de escalabilidad en el sector minero. Al optimizar su sistema de extracción aurífera, la construcción del inclinado IC-401 ofrece para convertir yacimientos marginales en activos de alta rentabilidad, esto posiciona a Minera San Luis como referente en reconversión de operaciones artesanales.

RECOMENDACIONES

Se recomienda al Departamento de Operaciones implementar un control de producción diario reportado semanalmente a Gerencia, para mantener la extracción mecanizada y evitar cuellos de botella en el transporte o procesamiento del mineral.

Para el área de SSOMA, se sugiere reforzar las inspecciones periódicas de pernos y mallas en zonas críticas, junto con un plan simple de monitoreo geomecánico mediante inspección visual y registro fotográfico, con reportes directos a Gerencia.

El Departamento de Operaciones debe estandarizar el diseño de voladura de 33 taladros y 5 de alivio como procedimiento oficial, capacitar al personal en su ejecución y establecer un cronograma de mantenimiento preventivo del winche y cable de acero en coordinación con SSOMA.

La Gerencia General debe priorizar la reinversión en exploración y desarrollo de vetas en niveles profundos, utilizando el inclinado como acceso principal. Esta estrategia aprovechará la capacidad del sistema de izaje y la estabilidad del macizo rocoso para ampliar reservas y garantizar la sostenibilidad operativa del proyecto a largo plazo.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering.* Estados Unidos: John Wiley & Sons, Inc.

Corepsa. (2024). *Catálogo de productos, fabricación & distribución.* Lima: CORPORACIÓN DE EMPRESAS PERUANAS SAC.

De Salas, J. (2010). *Manual de perforación y voladura de rocas.* MADRID: INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA.

Famesa. (2023). *Emulnor, Carmex, Mecha Rápida Z-18.* Famesa.

Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (2000). *Support of Underground Excavations in Hard Rock.* CRC Press / Taylor & Francis.

Industrias, I. (20 de MARZO de 2025). *INDUSTRIAS IMIM S.A.C*. WINCHES: https://www.imim.com.pe/producto/winches/

Medina Ayque, A. (2014). *Sistema de extracción de mineral del pique 718 con winche de izaje e incremento de producción en la mina Calpa - Arequipa.* puno: Universidad nacional del Altiplano.

minas, M. d. (2016). *D.S N°024-2016-EM, Reglamento de seguridad y salud ocupacional en mineria, .* LIMA: Direccion de promoción minera.

Mutmansky, H. L. (2002). *Introductory Mining Engineering.* Estados Unidos de America: John Wiley & Sons, Inc.

Osinergmin. (2017). *Guía de criterios geomecanicos para diseño, construcción supervisión y cierre de labores subterráneas.* Lima Peru: OSINERGMIN.

Pinto Apaza, J. (2024). *Comunicación del pique inclinado Esperanza al Nv. 734, para incrementar la extracción de mineral; U.O. Orex - San Juan de Chorunga - Arequipa.* Cusco: Universidad nacional de San Antonio Abad del Cusco.

Prodinsa. (2020). *Información técnica de cables de acero.* CHILE: BRINDON BEKAERT.

Roberto Hernández Sampieri, C. F. (2014). *Metodología de la investigación.* España: McGraw Hill España.

Soluciones Exactas, E. (2019). *Manual práctico de voladura 5ta. Edición.* PERÚ: Exsa Soluciones Exactas.

Zienkiewicz, O. (1968). *Rock Mechanics in Engineering Practice.* ESTADOS UNIDOS: John Wiley & Sons.

ANEXOS

ANEXO 1

5.1. DESCRIPCION DE MINERA SAN LUIS

Minera San Luis se constituyó en Perú el 11 de marzo de 2008. La compañía MINERA SAN LUIS SOCIEDAD ANONIMA es una empresa dedicada a la extracción, procesamiento y recuperación de oro, que actualmente explota en la concesión de zorro 5, ubicados principalmente en el departamento de Ayacucho, provincia de Sancos y distrito de Lucanas (centro poblado de San Luis Alta).

Las actividades de Minera San Luis en la zona sur de explotación, donde se aplica la construcción del inclinado, en sus inicios fueron formadas por la empresa de Propiedad Social "San Luis Gold Mining Company", formada en la época republicana (1821-1988) del sexto periodo. Es en este tiempo que también el señor Marsano, de profesión abogado, negocia la concesión a pedido de dirigentes de la localidad de Sechura-Piura. De esta manera se constituye la empresa "MARSA" con el compromiso de trabajar con los comuneros de dicha localidad. En el año 2002 los trabajadores de la empresa "MARSA" deciden expulsar al dueño por problemas internos dentro de la empresa, suscitando un enfrentamiento entre ambas partes. Al final, se llegó a un acuerdo de compra y venta de las concesiones en dicha zona del centro poblado de San Luis Alta. De esta manera, se constituyó una nueva empresa con una razón social de "Minera San Luis". en sus 24 años de fundación, viene creciendo con pasos lentos, dando beneficios de gran cantidad.

5.1.1. Generalidades de la empresa

E Minera san luis son principalmente terrenos eriazos y pertenecen al Estado cuenta con cinco concesiones de mineras, tal como se muestra en el Tabla N°35.

Tabla 45

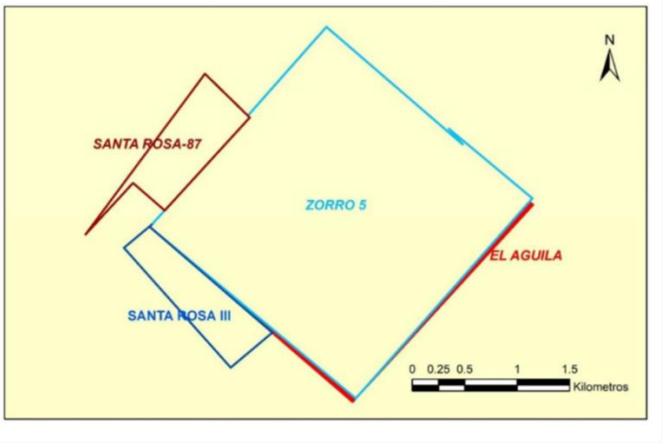
Concesiones Mineras San Luis.

ITEN	CÓDIGO	NOMBRE	ÁREA(HA)
1	1011460Hx01	Zorro 5	620
2	100100369x01	Santa Rosa III	61
3	10011307x01	Santa Rosa 87	65
4	1011460Gx01	El Aguila	11

Fuente: Minera San Luis

Figura 31

Representaciones de las Concesiones Mineras.



Fuente: Gerencia general de Minera San Luis

5.1.2. Actividades económicas

Minera San Luis opera como una empresa dedicada a la extracción y producción de oro, constituyendo su actividad económica principal. Su modelo de negocio se basa en la minería artesanal, la cual se lleva a cabo bajo estrictos criterios de responsabilidad social y ambiental.

En el corazón de su propuesta de valor estuvo la obtención de la certificación Fairmined en 2018. Este sello, conferido por la Alianza por la Minería Responsable (ARM) y apoyado por Solidaridad Network, validó un modelo productivo centrado en:

- Producción de oro ético: Garantizando un proceso extractivo que eliminaba la explotación laboral, aseguraba la seguridad de sus trabajadores y ofrecía precios justos por el mineral.
- Gestión ambiental sostenible: Implementando medidas para mitigar la deforestación y la contaminación por mercurio, y promoviendo la protección de los ecosistemas locales.
- Contribución al desarrollo local: Invirtiendo parte de las primas de la certificación en proyectos sociales y económicos para la comunidad de Ayacucho.

5.1.3. Ubicación y acceso

A. Ubicación

La zona de estudio tiene la siguiente ubicación política:

Centro Poblado : San Luis Alta

Distritos : Sancos

Provincias : Lucanas

Departamento : Ayacucho

Las concesiones de Minera San Luis se ubican 1 km al NW del Centro Poblado de San Luis Alta, a una altitud de 2290 m.s.n.m. en la zona más baja, llegando hasta los 2600 m.s.n.m. en los afloramientos superiores; donde su altitud varía entre 2300 a 2670 m.s.n.m. Los terrenos

superficiales corresponden parcialmente al Centro Poblado de San Luis Alta. Sus coordenadas UTM son:

Este : 576725; 580500

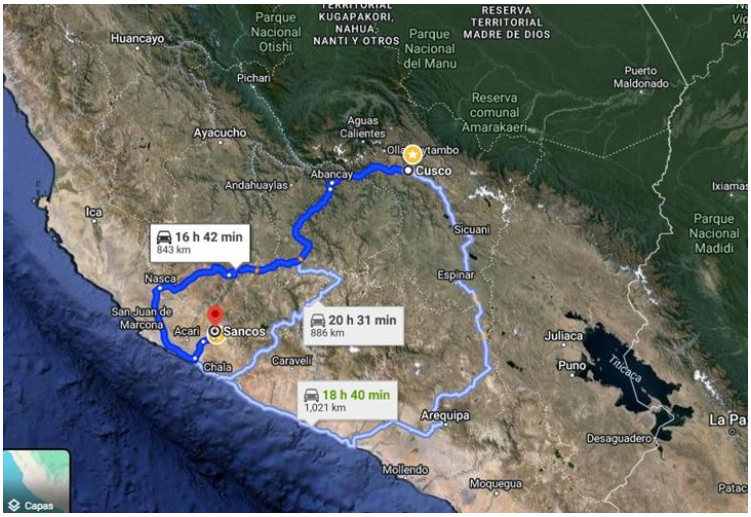
Norte : 8307000; 8303500

Altitud: 2,300 – 2,670 m.s.n.m

la zona de investigación corresponde a una de las concesiones al cuadrángulo Jaqui(31-ñ) Zona 18 L.

Figura 32

Ubicación y acceso de la Minera San Luis.



Fuente: Google. (2025). Ruta: Cusco a San Luis Alta [Mapa]. Google Maps. https://www.google.com/maps/dir/cusco/San+Luis+Alta.

B. Acceso

El acceso por carretera se tiene por dos puntos a la zona de San Luis, uno de ellos se realiza desde Cusco -Arequipa - Yauca, Jaqui, San Luis Alta, Unidad de Producción Zorro 5,

haciendo un total aproximado de 1012 km. La carretera es asfaltada en el tramo Cusco-Arequipa – Jaqui y desde allí hasta San Luis Alta es afirmada.

El otro acceso a la zona San Luis se realiza por cusco-abancay-nazca, yauca, jaqui, San Luis alta, unidad de producción zorro 5, haciendo un total aproximado de 842 km. La carretera es asfaltada en el tramo Cusco-abancay – nazca- Jaqui y desde allí hasta San Luis Alta es afirmada.

Tabla 46

Primera vía a la unidad de producción zorro 5

Tramo	Distancia (km)	Tiempo (hr)	Observaciones
Cusco – Arequipa	515	10	Carretera Asfaltada
Arequipa - yauca	435	8	Carretera Asfaltada
Yauca – jaqui	28	0.7	Carretera Asfaltada
Jaqui – san Luis alta	33	0.7	Carretera firmada
San luis alta – mina	1	0.2	Carretera firmada

Fuente: elaboración Propia.

Tabla 47

Segunda vía a la unidad de producción zorro 5

Tramo	Distancia (km)	Tiempo (hr)	Observaciones
Cusco – Nazca	655 km	12 hr	Carretera Asfaltada
Nazca - Yauca	125 km	2 hr	Carretera Asfaltada
Yauca – Jaqui	28 km	0.7 hr	Carretera Asfaltada
Jaqui – San Luis Alta	33 km	0.7 hr	Carretera Afirmada

Tramo	Distancia (km)	Tiempo (hr)	Observaciones
San Luis Alta – mina	1 km	0.2 hr	Carretera Afirmada

Fuente: elaboración Propia.

Tabla 48

Descripción de la mina

Inicio de operaciones	2002
Ubicación	Centro poblado San Luis alta distrito de sancos, provincia de lucanas, departamento de Ayacucho
Altitud	Entre los 2300 y 2670 msnm
Fuerza laboral	140 trabajadores
Sistema de trabajo empleados y obreros	20x10
Producto	oro
Yacimiento	
Recurso	4800 toneladas métricas secas (TMS) anuales,
Método de explotación	Corte y relleno ascendente
Tratamiento	Lixiviación con cianuro, recuperación con carbón activado

Fuente: Elaboración propia.

5.2. GEOLOGÍA

5.2.1. Geología regional

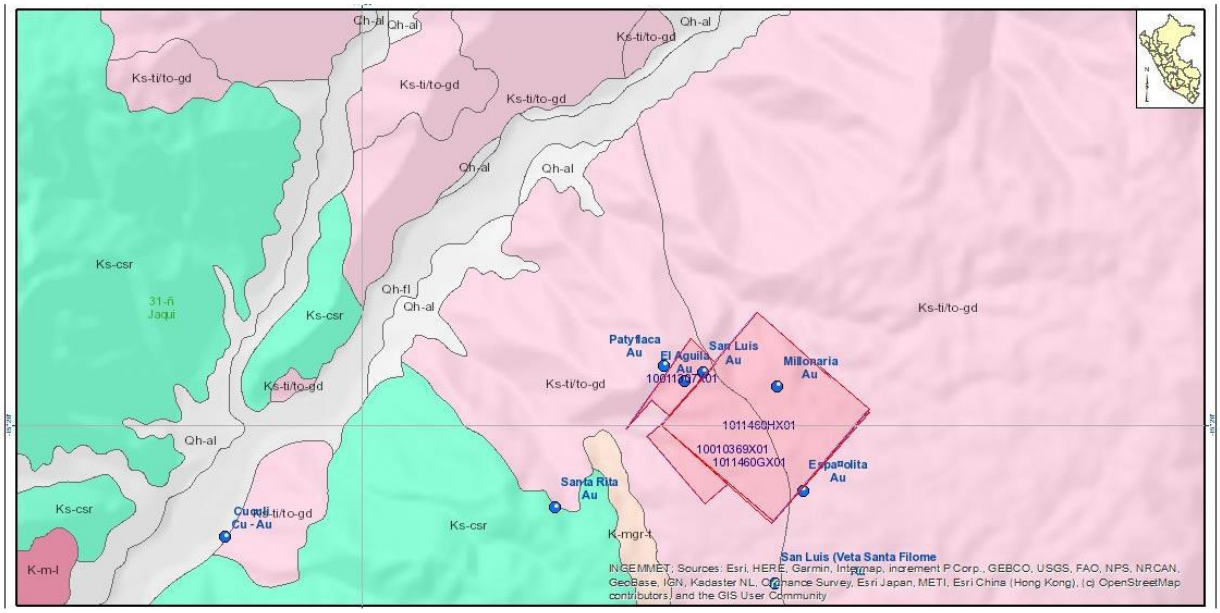
La minera San Luis (unidad de producción Zorro 5, se puede apreciar en la figura N° 02) se encuentra en el flanco occidental de la Cordillera occidental, o Piedemonte del Pacifico, el cual está disectado por numerosas quebradas de corto recorrido expuesto en una explanada hacia

el sector oeste la plataforma continental, por lo que se puede observar la secuencia estratigráfica conformado por unidades intrusivas del Mesozoico y Cenozoico.

En la parte oeste del área; el Complejo Basal de la Costa constituido por rocas metamórficas de origen ígneo constituido por gneis, y esquistos anfiboliticos del Precámbrico cortado por rocas intrusivas y volcánicas del Complejo Bella Unión constituido por gabrodioritas y dioritas y andesitas basálticas del Cretáceo Medio. Posteriormente en el Cretáceo Superior la actividad magmática está comprendida por eventos intrusivos plutónicos de composición mayormente granodioritas-tonalitas, gradando a monzonitas y tonalitas-dioritas del Batolito de la Costa emplazadas durante el Cretácico-Terciario, Estas secuencias son cubiertas por la Formación Nazca el cual consta de tufos daciticos y flujos de brechas con fragmentos de rocas ígneas en la base de esta secuencia. Posteriormente en las quebradas se aprecia arena fina de edad Pleistocenica como depósitos aluviales.

Figura 33

Plano Geológico Regional del Cuadrángulo de Jaquí (31-ñ).



Fuente: *Gerencia general de* Minera San Luis.

5.2.2. Geología local

La zona se halla mayormente cubierta por depósitos Cretácico-Terciario por lo cual las zonas y estructuras mineralizadas se encuentran expuestas a lo largo de la superficie estas Estan cubiertas por la Formación Nazca el cual consta de tufos daciticos y flujos de brechas con fragmentos de rocas ígneas en la base de esta secuencia.

5.2.3. Geología estructural

Ubicada entre fallas paralelas del rumbo andino posmineralizante y bloques fallados del batolito costero, el área de estudio tiene un alcance regional, cuando están presentes dos fallas andinas paralelas, las estructuras mineralizadas forman un ángulo agudo

En la veta Klider, el control estructural es bien definido por sistemas de fallas locales y Regionales como también diques de origen andesíticos y metamórficos (esquisto dioriticos).

5.2.4. Geología económica

Según estudios de geológicos de la Minera San Luis la unidad de producción zorro 5. aloja distintas vetas como: las vetas Carolina, Devora, Miluska, Klider, Monaliza. Los depósitos auríferos de la zona corresponden a sistemas epitermales mesotermales vinculados a intrusiones dioríticas del Cretácico Superior. La mineralización se manifiesta como:

1. Vetas de cuarzo bandeado con impregnaciones de pirita, arsenopirita y oro nativo, encapsuladas en estructuras de dirección NO-SE.
2. Texturas de boxwork donde cuarzo hialino y variedades porosas (con óxidos férricos) rellenan cavidades, evidenciando ciclos hidrotermales pulsantes.
3. Brechas mineralizadas con halos de alteración arcillosa (illita-caolinita) y propilitización periférica, indicando interacción fluido-roca entre 200-300°C.

5.2.4.1. Zona de depósitos de Au en la veta Klider

El corredor mineralizado Cerro San Luis constituye un distrito aurífero de orientación NO-SE (N310°) con 4 km de ancho, donde se desarrolla sistemas de vetas cuarcíferas con impregnaciones de óxidos férricos y zonas brechizadas. La mineralización primaria se asocia a intrusiones dioríticas de Minera San Luis (Cretácico Superior), particularmente en los contactos tectonizados con el Complejo Santa Rita y la Súper Unidad Sacota, actuando estas interfaces como canales preferenciales para fluidos hidrotermales portadores de oro. Evidencias de actividad minera histórica y contemporánea (Minas Santa Filomena, Santa Rosa y San Luis) se manifiestan mediante anomalías de alteración superficial identificables en imágenes satelitales multiespectrales, en pozos y socavones con estructuras vetiformes de cuarzo gris a hialino.

Tabla 49

N° muestra Ancho Au(oz/tcs)

Nombre	N° muestra	Ancho	Au(oz/tcs)
Veta Klider	01	0.90	0.13
Veta Klider	02	1.10	0.21
Veta Klider	03	1.40	0.133
Promedio		0.75	0.13

Fuente: Elaboración Propia.

5.2.5. Mineralogía

El ensamble mineralógico este asociado a vetas hidrotermales de cuarzo y oro son las que predominan en las las vetas y brechas con alteración arcillosa, silicificacion y propilizacion en las rocas de caja, también reconocen los minerales como el cuarzo en las variedades blanca, hialina y gris, asi como la calcopirita, pirita, la bornita y covelina encontrándose los minerales más comunes.

ANEXO 2.

PANEL FOTOGRÁFICO DE LA MINA

Figura 34:

Departamento de operaciones de Minera San Luis.

Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

Figura 35:

Estudio de campo de la veta Klider

Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

Figura 36:

Sistema de extracción de la veta Klider.

Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

Figura 37:

Preparación de terreno para la construcción del inclinado IC-401

Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

Figura 38:

Trabajos que se realizan en las vetas Miluska y Monalisa.

Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.